

**И. В. ЛОГИНОВА
А. А. ШОППЕРТ
Д. А. РОГОЖНИКОВ
А. В. КЫРЧИКОВ**

ПРОИЗВОДСТВО ГЛИНОЗЕМА И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Учебное пособие



Министерство образования и науки РФ
Уральский федеральный университет
имени первого Президента России Б. Н. Ельцина

**И. В. Логинова, А. А. Шопперт,
Д. А. Рогожников, А. В. Кырчиков**

**ПРОИЗВОДСТВО ГЛИНОЗЕМА И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ
РАСЧЕТЫ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ**

Учебное пособие

Рекомендовано
методическим советом Уральского федерального университета в качестве
учебного пособия для студентов вуза, обучающихся по направлению
подготовки 22.03.02 – Metallургия

Екатеринбург
Издательство УМЦ УПИ
2016

УДК 661.862:338.45.669.2

ББК 65.304.12 + 34.33

Л69

Р е ц е н з е н т ы :

ЗАО НПК «Техноген» (ген. директор, д-р техн. наук, чл.-кор. АТН РФ,
В.С. Шемякин);

С.В. Макарова, к-т экон. наук, проф. кафедры Экономики и
менеджмента (ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный
университет»).

Логинова И.В.,

Л69 Производство глинозема и экономические расчеты в цветной
металлургии: учебное пособие / И. В. Логинова, А. А. Шопперт, Д. А.
Рогожников, А. В. Кырчиков – Екатеринбург: Издательство УМЦ
УПИ, 2016. – 253 с.

ISBN 978-5-8295-0484-7

Приведены сведения о сырьевой базе производства глинозема как в России, так и за рубежом. Представлен подробный анализ основных компонентов и примесей бокситового сырья. Показано их поведение в технологическом цикле основного способа производства глинозема – способа Байера. Описаны основные технологические схемы получения глинозема, используемые на Российских глиноземных заводах. Описаны теории строения щелочно-алюминатных растворов и физико-химические основы рассматриваемых процессов. Рассмотрены существующие варианты комплексной переработки бокситового сырья.

Описывается методика оценки экономической эффективности инвестиционного проекта в цветной металлургии. Дается пример расчета проекта по замене периодических процессов непрерывными в отделении выщелачивания спеков глиноземного производства.

Предназначено для магистров (22.04.02) и бакалавров (22.03.02) всех форм обучения направления – Металлургия.

УДК 661.862:338.45.669.2

ББК 65.304.12 + 34.33

ISBN 978-5-8295-0484-7

© Логинова И.В., А. А. Шопперт,

Д. А. Рогожников, А. В. Кырчиков, 2016

© УрФУ, 2016

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	6
1. СЫРЬЕВАЯ БАЗА И ПЕРВИЧНАЯ ПЕРЕРАБОТКА АЛЮМИНИЕВОГО СЫРЬЯ	8
1.1. Алюминиевая промышленность России	8
1.2. Сырьевая база производства глинозема отечественной промышленности	10
1.3. Бокситы перспективных месторождений России и Казахстана	17
1.4. Мировые запасы бокситового сырья и темпы роста добычи бокситов ...	20
1.6. Физико-химические свойства глинозема	23
1.7. Количественный и качественный анализ сырья	30
1.8. Оксиды и гидроксиды алюминия	33
1.9. Классификация способов получения глинозема	46
2. СПОСОБ БАЙЕРА	54
2.1. Система $\text{Na}_2\text{O}-\text{H}_2\text{O}$ и $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3$	58
2.2. Диаграмма равновесного состояния системы $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$	59
2.3. Цикл Байера в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$	64
2.3.1. Линия выщелачивания	66
2.3.2. Линия разбавления	66
2.3.3. Линия декомпозиции	67
2.3.4. Линия выпарки	68
2.4. Строение и природа щелочно-алюминатных растворов	68
2.5. Кремнийсодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании	78
2.6. Железосодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании	87
2.7. Титансодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании	93
2.8. Карбонатсодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании	98
2.9. Фосфор и малые элементы в бокситах	100
2.10. Органические вещества в бокситах и их поведение в щелочно-алюминатных растворах	105
3. СПОСОБ СПЕКАНИЯ	110
3.1. Химизм процесса спекания	113
3.2. Взаимодействие в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{Fe}_2\text{O}_3$	115
3.3. Взаимодействие в системе $\text{CaCO}_3-\text{SiO}_2$	118
3.4. Система $\text{CaO}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2$	118
3.5. Система $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3-\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3-2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	119
3.6. Физико-химические характеристики алюминатных спеков	120
3.7. Поведение основных компонентов спека при выщелачивании	123

4. ДРУГИЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ.....	129
4.1. Кислотные способы получения глинозема	129
4.2. Термический способ получения глинозема	134
4.3. Производство глинозема из нефелинов.....	139
5. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА БОКСИТОВОГО СЫРЬЯ.....	142
5.1. Комплексная переработка бокситов	142
5.2. Извлечение галлия	144
5.2.1. Получение галлия из алюминатных растворов.....	144
5.2.2. Получение галлия из растворов от выщелачивания спеков	145
5.2.3. Известковый метод получения галлия	146
5.2.4. Карбонизационный способ получения галлия	147
5.2.5. Получение галлия из растворов способа Байера.....	148
5.3. Выделение ванадиевого концентрата из растворов способа Байера.....	149
5.3.1. Кристаллизация ванадата и фосфата натрия из маточных	151
растворов	151
5.3.2. Выделение ванадия из промывных вод от промывки гидроксида	153
алюминия.....	153
6. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА КРАСНЫХ ШЛАМОВ	154
6.1. Регенерация щелочи из красных шламов.....	156
6.2. Извлечение гидроалюмосиликата натрия из шламов алюминатными и	158
щелочными растворами.....	158
6.3. Восстановительная плавка красных шламов	159
6.4. Принципиальная схема комплексной переработки красного шлама по	165
способу УПИ	165
6.5. Возможности комплексной переработки бокситов.....	167
7. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ.....	178
7.1. Активы организации как хозяйственные средства.....	180
7.1.1. Основные фонды	181
7.1.2. Оборотные средства	185
7.2. Формирование затрат при производстве глинозема	189
7.2.1. Расчет норм расхода боксита	198
7.2.2. Расчет норм расхода известняка	200
7.2.3. Расчет выхода содосульфатного осадка.....	202
7.3. Прибыль. Рентабельность. Анализ соотношения «затраты –объем –	207
прибыль» (CVP-анализ).....	207
7.4. Оценка экономической эффективности инноваций в глиноземном	213
производстве.....	213
7.5. Расчет дополнительной прибыли по изменяющимся статьям затрат при	221
реконструкции действующего производства.....	221
7.6. Механизм оценки экономической эффективности инвестиционного	225
проекта	225
заключение	239
ПРИЛОЖЕНИЕ	243

1. Сущность нововведения.....	243
2. Расчет дополнительного выпуска продукции.....	245
3. Расчет основных технико-экономических показателей	245
4. Экономическая эффективность инвестиционного проекта.....	248
5. Расчет показателей экономической эффективности инвестиционного проекта	250
6 Вывод по проекту.....	255

ВВЕДЕНИЕ

Минералы играли огромную роль в человеческой деятельности на протяжении всей истории ее развития. При этом каждая ступень цивилизации демонстрирует определенный уровень развития способностей к преобразованию, обработке и практическому использованию минеральных ресурсов.

Первоначальные жизненные потребности человека в минеральных ресурсах удовлетворялись применением кремня и обсидиана и таких самородных металлов, как золото и медь. Эти первые шаги в использовании природных богатств исторически привели к одному из крупнейших достижений в области технического прогресса и культуры – к умению извлекать металлы из минеральных залежей. Первым металлом, добытым из руд, была медь. С совершенствованием технологических методов добычи и обработки минерального сырья неуклонно возрастали потребности в широком ассортименте этого сырья.

Промышленная революция привела к резкому расширению этих потребностей: за последние полстолетия было израсходовано больше сырья, чем за всю предыдущую историю человечества. Развитие горнодобывающей промышленности шло параллельно с фундаментальными изменениями структуры мировой экономики. До промышленной революции разработка недр носила небольшие масштабы. Но промышленная революция привела к тому, что спрос не удовлетворялся внутренними и региональными источниками полезных ископаемых.

Развитие горной промышленности во многих странах и увеличение объема ее продукции в международной торговле способствовали двум важным моментам. Крупные страны-импортеры получили необходимое сырье для создания многоотраслевой промышленной базы. Страны-экспортеры помимо дохода приобрели технологию добычи и обработки руды, которые послужили для дальнейшего развития их экономики.

В ближайшем будущем человечеству не угрожает перспектива полного истощения основных запасов минерального сырья. Огромные его потенциальные запасы сосредоточены в доступном для разработки приповерхностном слое земли. По оценкам специалистов, 1 км³ пород среднекорового состава содержит 250 млн т алюминия, свыше 125 млн т железа, 250 тыс. т цинка и 150 тыс. т меди.

Однако в настоящее время при имеющихся материальных залежах еще не наступил момент для добычи полезных ископаемых из обычных коровых пород. Степень концентрации полезных компонентов контролируется их относительной распространенностью в земной коре и комплексом действующих физико-химических процессов. Целесообразность промышленной разработки разведанных месторождений определяется такими факторами, как уровень развития экономики и технический прогресс. Новые достижения в области техники открыли возможность извлечения полезных компонентов из истощенных руд. Разработка таких месторождений показывает, что понятие «запасы минерального сырья» не является застывшей категорией. Технический прогресс, ведущий к снижению затрат на добычу, или экономические факторы, способствующие поднятию цен на определенный вид минерального сырья, позволяют отнести минеральные ресурсы, ранее считавшиеся непромышленными, к категории промышленных.

Под минеральными ресурсами понимают природные скопления минеральных образований, твердых, жидких или газообразных, которые могут служить промышленным источником минерального сырья. При оценке совокупных (валовых) запасов минерального сырья следует разграничивать понятие «общие ресурсы» и «установленные на настоящий момент запасы полезных ископаемых». В минерально-сырьевую базу входит достоверно установленная часть общих минеральных ресурсов, промышленная добыча которых возможна и экономически целесообразна.

1. СЫРЬЕВАЯ БАЗА И ПЕРВИЧНАЯ ПЕРЕРАБОТКА АЛЮМИНИЕВОГО СЫРЬЯ

1.1. Алюминиевая промышленность России

Идея строительства алюминиевого завода в России возникла еще в дореволюционные времена. Однако отсутствие источников дешевой электроэнергии, недостаток финансовых средств, плохая изученность сырьевой базы не позволили царскому правительству наладить промышленное производство алюминия.

Только в конце 1920-х – начале 1930-х годов начинается строительство Тихвинского бокситового рудника и первых алюминиевых заводов – Волховского и Днепровского. Тогда же в Санкт-Петербурге был учрежден Всероссийский научно-исследовательский и проектный институт алюминиевой, магниевой и электродной промышленности (ВАМИ), ставший головной научной организацией нашей страны. Датой рождения алюминиевой промышленности России считается 14 мая 1932 года, когда на Волховском алюминиевом заводе был получен первый алюминий. В 1933 году запущен Днепровский алюминиевый завод (г. Запорожье). В 1938 году был введен в эксплуатацию Тихвинский глиноземный завод (г. Бокситогорск). В 1939 году приступил к работе УАЗ (Уральский алюминиевый завод, г. Каменск-Уральский Свердловской обл.), выпускающий как глинозем, так и алюминий. В 1945 году был получен глинозем и металл на БАЗе (Богословский алюминиевый завод, г. Краснотурьинск Свердловской обл.). В 1967 году вступил в эксплуатацию Ачинский глиноземный комбинат (Западная Сибирь), работающий на нефелиновом сырье. В 1964 году приступил к работе Павлодарский глиноземный комбинат (Казахстан). В 1980 году – Николаевский глиноземный завод (Украина).

При распаде СССР в 1990-е годы, глиноземные заводы перешли тем странам СНГ, на территории которых они были построены в годы Советской власти. В России после этого произошло несколько изменений. До 2007 года

в Российской алюминиевой отрасли действовало две компании: ООО «РУСАЛ» – Русский алюминий и ОАО «СУАЛ-Холдинг» – Сибирско-Уральская алюминиевая компания. Концентрация финансовых ресурсов в этих компаниях позволила создать условия для решения важнейших стратегических задач и прежде всего по развитию собственной сырьевой базы и повышению конкурентной способности выпускаемой продукции. В прил. 1 приведен перечень предприятий, которые принадлежали этим компаниям до их объединения.

В марте 2007 года произошло объединение ООО «РУСАЛ», ОАО «СУАЛ-Холдинг» и глиноземных активов Glencore в UC RUSAL (РУСАЛ). Компания «РУСАЛ» в настоящий момент является лидером мировой алюминиевой отрасли. Ее продукция экспортируется потребителям в 70 стран мира, на долю компании приходится около 12,5 % мирового рынка алюминия и 16 % глинозема. В компании работает около 100 тыс. человек. Объединенная компания присутствует в 19 странах мира на пяти континентах (прил. 5).

Одной из важнейших проблем, стоящих перед российской алюминиевой промышленностью, в обозримой перспективе остается обеспечение алюминиевых заводов России глиноземом. Особенно резко возросла зависимость страны от импорта глинозема после распада СССР и прекращения поставок глинозема из Югославии и Венгрии, которая осуществлялась по долгосрочным соглашениям в рамках бывшего содружества стран-членов СЭВ. В самой России в настоящий момент расположено больше 81 % установленных в СНГ мощностей по получению первичного алюминия и лишь около 62 % по производству глинозема.

Дефицит глинозема в 1998 году составил 3,64 млн т или около 60 % от общей потребности в нем, из которых 1,77млн т было закрыто поставками из Украины и Казахстана (Николаевский глиноземный завод и Павлодарский алюминиевый завод). Другая часть – 1,87 млн т – дефицита была закрыта поставками глинозема с мирового рынка.

В этих условиях возникает постоянная необходимость создания новых мощностей по производству глинозема на базе отечественного сырья, а также поддержание действующих мощностей СУБРа. Освоение бокситовых месторождений Среднего Тимана (Вежано-Ворыквинское месторождение) позволит не только создать стабильную сырьевую базу для действующих глиноземных заводов Урала, но и построить новые мощности по производству глинозема в объеме до 1,65 млн т в год (БАЗ-2). Необходимо также вовлекать в переработку бокситовое сырье Северо-Онежского (с запасами сырья в объеме 400 млн т), Курско-Белгородского и Восточно-Сибирского регионов. Данные о предполагаемой мощности алюминиевых и глиноземных заводов России представлены в прил. 2–4.

1.2. Сырьевая база производства глинозема отечественной промышленности

По распространенности в природе алюминий занимает первое место среди металлов и третье место среди всех элементов, уступая только кислороду и кремнию. Процент содержания алюминия в земной коре, по данным различных исследователей, составляет от 7,45 до 8,14 % от массы земной коры.

Вследствие своей высокой химической активности алюминий в природе встречается только в связанном виде (т. е. самородного металла не бывает). Алюминий – металл, обладающий амфотерными свойствами, т.е. он может реагировать с кислотами, образуя соответствующие соли, и со щелочами, образуя алюминаты. Это существенно расширяет возможности извлечения алюминия из руд различного состава.

По данным академика Ферсмана, число минералов, содержащих алюминий, насчитывает около 250 разновидностей. Они делятся на две примерно равные по количеству видов группы. К первой относятся *первичные* минералы, образующиеся при кристаллизации магмы и ее производных. Среди них главная роль принадлежит алюмосиликатам, типичными представителями которых являются ортоклаз, альбит, лейцит и нефелин. Значительно меньшее

распространение имеют силикаты алюминия – силлиманит, андалузит, дистен. Относительно редкими являются шпинели и свободный оксид алюминия – корунд.

Под воздействием процессов выветривания в земной коре образуются различные *вторичные* соединения алюминия. Среди них широко распространены минералы гидросиликатов алюминия – каолинит и его разновидности, а также различные гидрослюды, хлориты, цеолиты. Также широко распространены различные гидроксиды и оксиды алюминия, которые являются важнейшей составляющей частью основных алюминиевых руд – бокситов. К ним относятся минералы гиббсит, бемит, диаспор, а также алунит.

Таблица 1.1

Алюминийсодержащие минералы, имеющие промышленный интерес

Наименование минерала	Химическая формула	Содержание Al_2O_3 , %
Корунд	$\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$	100,0
Диаспор	$\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, $\alpha\text{-AlOOH}$	85,0
Бемит	$\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, $\gamma\text{-AlOOH}$	85,0
Шпинель	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{MgO}$	71,0
Гиббсит (гидраргиллит)	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, $\text{Al}(\text{OH})_3$	65,4
Кианит Андалузит Силлиманит	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$	63,0
Каолинит	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	39,5
Серицит Мусковит	$\text{K}_2\text{O} \cdot 3\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	38,4
Алунит	$(\text{K}, \text{Na})_2 \text{SO}_4 \cdot \text{Al}_2(\text{SO}_4)_3 \cdot 4\text{Al}(\text{OH})_3$	37,0
Анортит	$\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$	36,7
Нефелин	$(\text{K}, \text{Na})_2 \text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2$	32,3–35,9
Лейцит	$\text{K}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 4\text{SiO}_2$	23,5
Альбит	$\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$	19,3
Ортоклаз	$\text{K}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$	18,4

Таким образом, алюминийсодержащие руды в зависимости от составляющих их минералов подразделяются на бокситовое сырье (диаспор,

бемит, гиббсит), нефелины, алуниты и алюмосиликатное бесщелочное сырье (каолины, кианиты, каменноугольные золы).

Алуниты представляют интерес как алюминиевая руда при условии комплексной переработки. Наиболее изучено Загликское месторождение (Азербайджан), руда которого перерабатывалась на Кировабадском алюминиевом заводе. Содержание алунита в руде – не более 55 %, остальное – кварц и каолинит. Химический состав загликской руды, %: 22 – Al_2O_3 ; 22 – SO_3 ; R_2O (в пересчете на Na_2O) – 8; 40 – SiO_2 . Кроме Загликского достаточно крупными месторождениями алунитов являются Акташское (Казахстан) и Гушсайское (Узбекистан). В мире известно несколько крупных месторождений алунита: Фаншан и Тайху (КНР); Ла-Тальфа (Италия); Юта (США); Новый Южный Уэльс (Австралия).

Каолины в настоящее время используют для получения кремнеалюминиевого сплава – силикоалюминия карботермическим восстановлением; они являются также возможным сырьем для получения глинозема кислотными способами и способом спекания.

Сырьем для получения глинозема могут служить также каменноугольные золы, отходы обогащения каменных углей и глиноземистые шлаки, образующиеся при восстановительной плавке некоторых железных руд. Содержание Al_2O_3 в золе от сжигания некоторых углей, а также в хвостах от обогащения углей достигает 30–40 %, остальное – в основном кремнезем.

Важнейшей алюминиевой рудой в глиноземном производстве в России и мировой практике являются бокситы. Как сырье они впервые были обнаружены во Франции в 1821 году около местности Ле-Бо (Leh Beaux, Юг Франции), отсюда и возникло их название. Боксит – это сложная горная порода, состоящая из оксидов или гидроксидов алюминия, железа, кремния и титана. В качестве примесей в них присутствуют карбонаты кальция, гидросиликаты, сульфиды и органические соединения. Основными глиноземсодержащими минералами бокситов являются гиббсит (гидраргиллит), бемит и диаспор. Однако мономинеральные бокситовые руды в природе встречаются редко,

гораздо чаще – руды смешанного типа – гиббсит-бемитовые или диаспор-бемитовые. По внешнему виду бокситы напоминают глину, хотя отличаются от нее существенно по составу, т.к. в их основе гидроксиды алюминия. В пересчете на Al_2O_3 в боксите содержится Al_2O_3 от 30 до 80 %, Fe_2O_3 до 50 %, SiO_2 до 20 %, TiO_2 до 10 %.

Выделяют два генетических типа месторождений боксита:

- Остаточно-хемогенный
- Осадочно-хемогенный

Остаточные породы образуются из различных алюмосиликатных пород в процессе выветривания последних. Основные мировые залежи бокситов являются остаточно-хемогенными.

Осадочные месторождения образуются в результате накопления продуктов химического и механического выветривания в котлованах различного происхождения. К этому типу бокситов относят большинство месторождений бокситов в России.

Остаточные бокситы залегают в виде простых форм: горизонтальных или слегка наклоненных залежей, расположенных на материнских алюмосиликатных породах. Внутри залежей возможно сохранение пород другого минералогического состава, в частности кварца или прослоек глин, которые отвечают уровням колебания грунтовых вод.

Остаточные бокситы легко подвергаются обогащению промывкой. Залежи бокситов осадочного типа более сложные – они часто состоят из одного или нескольких слоев, отличающихся по качеству.

Часть бокситов в них может быть замещена бокситовыми или обычными глинами. Такие бокситы более трудно поддаются механическому обогащению.

Производство глинозема во всем мире осуществляется преимущественно из высококачественных бокситов гиббситового или гиббсит-бемитового типа, которые перерабатываются по способу Байера.

Качество боксита и способ его дальнейшей переработки можно определить по *кремневому модулю боксита*:

$$\mu_{\text{Si}} = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3(\%)}{\text{SiO}_2(\%)}$$

Если $\mu_{\text{Si}} \geq 8$, то данный боксит перерабатывается по способу Байера; если $\mu_{\text{Si}} < 8$, то по способу спекания.

В нашей стране запасы высококачественных бокситов ограничены, они находятся на Урале и относятся к наиболее трудно вскрываемым бокситам диаспор и диаспор-бемитового типа. Эти бокситы добываются на Североуральском бокситовом руднике (СУБР) с глубины около 1000 метров и добывались на Южно-Уральском бокситовом руднике (ЮУБР) с глубины от 500 метров. Руды этих месторождений представлены следующими минералами: диаспор, бемит, каолинит, шамозит, гематит, кальцит, сидерит, пирит, мельниковит, рутил, анатаз, хлориты.

Боксит – масса не пластичная, может быть плотной с землистым изломом, может быть пористой с ячеистым изломом, удельный вес колеблется от 1,2 до 3,5 г/см³, твердость от 2 до 7, цвет от белого до кирпичного.

Текстурные и структурные особенности бокситов различны, и в зависимости от крепости и прочности цемента выделяются каменистые, рыхлые и глинистые бокситы. Наиболее типичной и распространенной является бобовая структура бокситов. Существует несколько ее разновидностей, которые определяются количественным соотношением объема бобовин и цементирующей их массы. Они соответствуют различным этапам формирования бокситов как горной породы. Вещественный и химический состав бобовин и цементирующей массы различен.

1. *Каменистые бокситы* (полнобобовые) представляют собой крепкие породы бобовой структуры. Общая окраска темно-красная, буровато-красная, кирпичная. Бобовины значительно темнее цемента, их количество колеблется в больших пределах.

Изредка встречаются бокситы, почти лишенные цемента и полностью состоящие из бобовин. Полнобобовой называют структуру, образующуюся при

тесном соприкосновении бобовин, когда почти вся масса вещества заключена в бобовинах.

Эта структура характерна для наиболее высокоглиноземистых или высоко-железистых бокситов, содержащих незначительное количество алюмосиликатов; содержание оксида кремния в них обычно невелико. Форма бобовин – овальная, реже – круглая. Кроме собственных бобовин наблюдается значительное количество их обломков неправильной или слабоокатанной формы. Размер бобовин и обломов колеблется от 1–2 мм до 10–15 мм. Цемент каменистых бокситов имеет более светлую окраску, но обычно преобладают красные и бурые тона.

2. *Рыхлые бокситы* (неполнобобовая структура) отличаются от каменистых меньшей прочностью цемента. Для них характерны более светлые розово-красные, кирпично-красные, палевые и желто-бурые цвета и редко бобовая структура. Количество бобовин по отношению к общей массе боксита составляет 5–20 % и размер их колеблется от 1–2 мм до 6 мм. Бобовины рыхлые, частично выщелоченные с округлой или овальной формой. Так же как и в каменистых разновидностях, встречаются обломки бобовин и посторонние включения. Цемент светлее бобовин. Он кирпично-красный или розовый с землистым изломом. Бокситы такой структуры обычно среднего качества, содержат много алюмосиликатов, входящих в основном в состав цемента.

3. *Глинистые бокситы* (редкобобовые) мало отличаются от бокситовых глин по внешнему виду, менее вязкие и сухие. Имеют редко бобовую структуру, количество бобовин не превышает 15 % от массы, размер до 3 мм. Бобовины и цементирующая масса резко отличаются по химическому и минералогическому составу. Глинистые бокситы характеризуются высоким содержанием каолинита и низким содержанием оксидов железа.

В бокситах содержится в различных сочетаниях до 100 элементов таблицы Менделеева. Количество минералов также приближается к 100. С технологической точки зрения все минералы боксита можно разделить на три группы. *К первой* относятся алюминийсодержащие минералы – гиббсит,

бемит, диаспор. *Ко второй* относятся минералы, затрудняющие или нарушающие технологию получения глинозема. Это кремнеземсодержащие минералы, разнообразные силикаты и алюмосиликаты, карбонаты, сульфиды, органические вещества. *Третья* группа – это балластные соединения, которые в процессе технологической обработки не претерпевают изменения и удаляются из технологического цикла в виде шлама. К ним относятся оксиды железа и титансодержащие соединения. Следует заметить, что это деление условно, так как оно не учитывает всех качеств минералов, а также то обстоятельство, что в различных производственных условиях поведение минералов может быть прямо противоположным. Так, минерал кальцит, являющийся вредной примесью в процессе Байера, превращается в полезный компонент в способе спекания и т. д.

В табл. 1.2 представлены основные области применения бокситов и их стандарты: по ГОСТ 972-84 в зависимости от вида потребления бокситы подразделяются на семь марок, приведенных в табл. 1.3.

Таблица 1.2

Основные области применения бокситов

Марка	Области применения
ЭБ-1, ЭБ-2	Производство электрокорундов
ЦБ-1	Производство глиноземистого цемента
ЦБ-2	Производство цемента
ОБ	Производство огнеупоров
ГБ	Производство глинозема
МБ	Мартеновское производство

Кроме ограничений по кремнию ГОСТ определяют и ограничение содержания в боксите серы и CO_2 . Для производства глинозема по способу Байера и спекания содержание серы не должно превышать 1 %. Содержание CO_2 в бокситах, переработанных по способу Байера, не должно превышать 1,5–4 %, в спекательных бокситах ограничения по CO_2 нет.

Стандарты на бокситы по ГОСТ 972-74

Марки	Сорт	Содержание Al_2O_3 , %	μ_{Si} , не менее	Области применения
Б-00	—	50	12,0	Получение глинозема, электрокорунда А-16, глиноземистый цемент
Б-0	—	50	10,0	Получение глинозема, электрокорунда А-16, А-15, А-14, глиноземистый цемент
Б-1	—	48	8,0	Глинозем, электрокорунд А-14
Б-2	—	43	6,0	Глинозем, электрокорунд А-14
Б-3	I	45	5,0	Глинозем
	II	35	5,0	
Б-4	I	43	3,9	Глинозем
	II	42	3,0	
	III	40	3,0	
Б-5	—	48	2,6	Глинозем, огнеупоры, мартеновское производство
Б-6	I	45	2,0	Огнеупоры, мартеновское производство
	II	37	2,0	

1.3. Бокситы перспективных месторождений России и Казахстана

Бокситы будущих перспективных месторождений по своему качеству уступают бокситам СУБРа. К таким месторождениям относятся Горностайско-Краснооктябрьская группа, Соколовское и Колчаданское.

Бокситы перспективных месторождений характеризуются содержанием глинозема 45–57 %, соединением SiO_2 – 5–20 %. Они пригодны для переработки только по способу спекания. Сравнительная характеристика бокситов отдельных месторождений представлена в табл. 1.4.

Основные месторождения бокситового сырья России и Казахстана

Месторождения	Химический состав боксита, %			
	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	μ _{Si}
СУБР	48–54	21–23	2–8	6–22
Краснооктябрьское	40–55	4–24	5–16	2,7–8
Белинское	40–47	13–25	5–10	4–8
Аятское	42–49	7–21	8–12	3–6
Североонежское	51–54	6–9	17–19	3–7
Среднетиманское	45–50	до 25	5–12	3–7
Висловское	48–52	–	7–9	5–8

Бокситы Северного Урала (СУБР) открыты геологом Н. А. Каржавиным в 1931 году, по минералогическому составу относятся к диаспор-бемитовому типу с малым содержанием кремнезема. Основными примесями в них являются пирит, кальцит и органика. Боксит добывают шахтным способом с глубины 700–1000 м на месторождениях «Красная шапочка», Черемуховское, Ивдельское, Калыинское и др. Данное сырье является основной рудной базой для Богословского и Уральского алюминиевых заводов.

Бокситы Казахстана (Краснооктябрьское, Белинское и Аятское) отличаются низким μ_{Si} на всех месторождениях, представлены каменистой, рыхлой и глинистой разновидностями. По минералогическому составу они относятся к каолинит-гипбситовому и каолинит-сидирит-гипбситовому типу. Основные примеси в них – кремнезем и СО₂. Наибольшее содержание СО₂ (до 3 %) отмечено в Краснооктябрьских бокситах.

Северо-Онежские бокситы (Архангельская обл.) характеризуются высоким содержанием глинозема и очень низким кремневым модулем. Они относятся к гипбсит-каолинит-бемитовому типу. В среднем отношение количества гипбсита к бемиту составляет 2 : 3, встречаются чисто бемитовые разновидности. Основная нежелательная примесь в них – Cr₂O₃, содержание которого колеблется от 0,6 до 1,0 %. Также значительно содержание гипса,

достигающее 20%. Запасы месторождений оцениваются в объеме до 400 млн т, мощность пластов от 0,8 до 16 м, разрабатываются открытым способом.

Висловское месторождение (Белгородский район, Курская магнитная аномалия): бокситы залегают на большой глубине от 700 до 1000 м и относятся к шамозит-бемитовому и шамозит-гиббситовому типу. Железо в значительной части присутствует в форме Fe^{2+} , а не Fe^{3+} , как обычно. Характерна высокая карбонатность, обусловленная присутствием сидерита, что относит их к рудам второго сорта.

Тиманские бокситы (СТБР) (Республика Коми) характеризуются низким кремневым модулем и повышенным содержанием оксида железа и оксида титана. По минералогическому составу это бокситы гематит-бемитовые и гематит-шамозит-бемитовые. Достоверные запасы бокситов Среднего Тимана оцениваются в 280 млн т. По качеству данные месторождения превосходят бокситы Тихвинских и Северо-Онежских месторождений, но уступают бокситам СУБРа. Кремневый модуль бокситов в среднем 5–6 ед., в белых разновидностях бокситов нередко повышается до 10 и более единиц. Руды содержат значительные концентрации ценных редких элементов: скандия, галлия, ванадия, ниобия, редкоземельных элементов. Месторождения расположены в болотистой местности и разрабатываются открытым способом. Рудной базой является Средне-Тиманский бокситовый рудник (СТБР).

Чадобецкое и Татарское месторождения (район правобережья Ангары): бокситы характеризуются большим содержанием железа – до 30% и высоким содержанием TiO_2 – до 7 %. По своему минералогическому составу эти бокситы являются гиббситовыми и каолинит-гиббситовыми. Встречается также свободный оксид алюминия в форме корунда, содержание которого достигает 10 %.

1.4. Мировые запасы бокситового сырья и темпы роста добычи бокситов

Мировые запасы бокситов (исключая СССР) к началу 1974 года оценивались в 19 млрд т, в том числе 5,2 млрд т достоверных, т. е. разведанных по промышленным категориям. Размещение их по континентам крайне неравномерно. Две трети запасов бокситов сосредоточены в Африке и Австралии, примерно четверть – в Америке и Азии и сравнительно небольшая доля (7 %) – в Европе (Франция, Италия, Греция, Черногория, Венгрия). В 1975 году в Австралии было добыто 21 млн т. бокситов, что составило к тому времени 31,5 % мировой добычи. Второй по масштабам добывающей страной в капиталистическом мире являлась Ямайка, на долю которой в 1975 году приходилось 17,4 % мировой добычи бокситового сырья. В историческом аспекте можно выделить три этапа развития добычи бокситов.

На первом этапе (1930–1935) основная часть бокситов добывалась в развитых капиталистических странах (США, Франция, Италия).

На втором этапе (до сер. 1960-х годов) главными поставщиками бокситов становятся страны Карибского бассейна (Ямайка, Суринам, Гайана).

На третьем этапе, начиная с 1965 года, бурное развитие добычи бокситов замечено в Австралии и Гвинейской республике.

Практически весь товарный глинозем в мире производится из бокситов различных месторождений и разного минералогического состава. Основная масса перерабатываемого боксита принадлежит к категории легко вскрываемых гиббситовых бокситов. Часть принадлежит к диаспор-бемитовым, трудновскрываемым. Такие бокситы находятся в Китае, Греции, Турции, Румынии, Венгрии и на Урале, в России. Примерное расположение мировых запасов бокситов по континентам представлено на рис. 1.1. Примерный химический состав данных месторождений показан в табл. 1.5.



Рис. 1.1. Расположение мировых запасов бокситов по континентам:

О – осадочные, Δ – остаточные.

Таблица 1.5

Химический состав бокситов различных месторождений

Страна	Содержание основных компонентов, %							μ_{Si}	Минералогический тип боксита
	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	п.п.п.	Ga · 1000		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Австралия	43,7	3,6	16,4	1,9	–	21,3	6,0	12,1	Гиббсит + бемит
Индия	49,2	2,8	16,1	6,4	0,1	25,1	7,0	17,6	Гиббситовый
Китай	66,1	7,9	5,5	3,3	0,4	13,8	6,0	8,4	Диаспоровый
Ямайка	44,3	1,5	18,2	–	–	25,0	6,0	29,5	Гиббситовый
Россия	53,5	3,7	22,5	2,0	3,8	12,5	5,0	14,5	Диаспоровый
Урал	45,4	8,8	19,4	2,2	7,0	–	–	5,2	Диаспоровый
Тихвин	45,4	15,9	13,4	0,3	1,3	15,0	5,0	2,9	Бемит + каолинит
Бразилия	49,4	4,5	14,6	1,4	0,3	24,0	5,0	11,0	Гиббситовый
Суринам	54,5	3,8	8,7	2,6	–	26,0	8,0	14,2	Гиббситовый
Греция	56,6	3,8	21,6	2,5	0,8	12,6	3,0	14,9	Диаспоровый
Казахстан	42,6	11,6	18,4	2,3	0,8	20,5	5,0	3,7	Гиббсит + каолинит

Окончание таблицы 1.5

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Венгрия	53,1	4,8	18,8	2,8	–	19,5	3,0	11,1	Бемит + гиббсит
Румыния	63,7	3,6	9,7	–	–	–	3,0	17,7	Диаспоровый
Гвинея	56,7	2,7	7,4	3,6	0,2	26,4	3,3	21,0	Гиббситовый
Югославия (до 1990г)	50,9	4,9	22,0	2,9	0,6	18,5	3,0	10,4	Бемитовый
Турция	57,4	7,0	18,1	–	–	12,0	4,0	8,2	Диаспоровый

К высококачественной разновидности сырья относятся гиббситовые бокситы Ямайки, Гвинеи, Индии и Суринама, а также диаспоровые бокситы Греции. К среднему уровню – бокситы Бразилии, Австралии, Венгрии, Черногории.

Практически на всех глиноземных заводах мира, за исключением российских предприятий и части китайских заводов, для переработки бокситового сырья используется одна и та же технологическая схема, соответствующая известному способу Байера. В табл. 1.6 показаны действующие и прогнозируемые производственные мощности глиноземного производства в мире.

Таблица 1.6

Производство глинозема в мире по трем уровням мощности

Место в рейтинге, проектная мощность	Страна-производитель глинозема	Мощность, млн т/год			Количество глиноземных заводов в стране, шт.
		проектная	действующее производство в 2000 г.	Прогнозируемое производство к 2010 г.	
1	2	3	4	5	6
1	Австралия	14,550	14,071	18,370	6
2	Индия	7,410	2,020	8,760	10
3	США	6,975	4,191	6,100	7
4	Китай	4,940	4,680	7,580	8
5	Ямайка	4,450	3,324	6,600	5
6	Бразилия	3,670	3,190	5,390	5
7	Россия	2,950	2,856	3,256	6
8	Венесуэла	2,500	2,000	3,000	1
9	Суринам	1,700	1,100	1,700	1
10	Греция	1,450	0,640	1,900	2
11	Ирландия	1,400	1,400	1,500	1

Окончание таблицы 1.6

1	2	3	4	5	6
12	Украина	1,314	1,314	1,750	2
13	Германия	1,276	1,276	1,276	3
14	Канада	1,200	1,250	1,400	1
15	Казахстан	1,200	1,100	1,500	1
16	Испания	1,100	1,000	1,300	1
17	Италия	0,950	0,555	1,000	1
18	Япония	0,925	0,688	0,925	3
19	Венгрия	0,920	0,590	0,590	3
20	Индонезия	0,900	0	0,900	1
21–33	Все другие страны	4,835	2,633	5,715	17
	Общая мощность	66,615	49,878	80,062	84

1.6. Физико-химические свойства глинозема

Последние десятилетия в связи с внедрением новых типов электролизеров (с обожженными анодами и верхним токоподводом) мощностью до 500 кА, повышением уровня автоматизации процесса электролиза, степени очистки отходящих газов резко возросли требования к физическим и минералогическим характеристикам глинозема. В настоящий момент у нас в стране и за рубежом существует деление глинозема по его физическим свойствам на мучнистый, песчаный и недообожженный (см. табл. 1.7).

Таблица 1.7

Физические свойства глинозема

Свойства	Мучнистый	Песчаный	Недообожженный
Количество фракций –45 мкм, %	20–50	<10	10–20
Средний размер частиц, мкм.	40–50	80–100	50–80
Угол естественного откоса, град	>45	30–35	30–40
Удельная поверхность, м ² /г	<5 (30–70)	>35 (60–80)	35
Абсолютная плотность, г/см ³	3,9	Min 3,7	Max 3,7
Насыпная плотность, г/см ³	<0,75	>0,85	>0,85

Плотность характеризует степень прокали глинозема. Угол естественного откоса и насыпная масса – способность глинозема к образованию хорошего теплоизоляционного слоя на корке электролита.

Скорость растворения являются наиболее значимым показателем качества глинозема. Промышленный опыт показывает, что узкий диапазон частиц глинозема +45–100 мкм со сдвигом крупности ближе к 100 мкм и содержание $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ не более 10 % (остальное $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$) обеспечивают хорошую смачиваемость и удовлетворительную скорость растворения глинозема в электролите. Слишком мелкий глинозем пылит при транспортировке и загрузке в электролизную ванну; слишком крупный глинозем медленно растворяется в электролите, оседает на дне ванны и образует осадки-коржи.

Кроме всего прочего, существует ГОСТ на глинозем (табл. 1.8), по которому товарный глинозем должен иметь минимальное содержание вредных примесей: Fe_2O_3 , SiO_2 , Na_2O , K_2O , CaO , так как все более электроположительные металлы будут выделяться на катоде в первую очередь, снижая качества получаемого металла. Примеси щелочных металлов разлагают криолит-глиноземный расплав по реакции: $3\text{K}_2\text{O} + 2\text{AlF}_3 = 6\text{KF} + \text{Al}_2\text{O}_3$, где AlF_3 является наиболее дорогой составляющей криолита. При разложении AlF_3 меняется также криолитовое отношение в ванне, что приводит в дальнейшем к изменению теплоемкости электролита и температуры его плавления. Вредной примесью является вода (п. п. п.) в Al_2O_3 , которая в расплаве диссоциирует, и H_2 выделяется на катоде вместо Al , при этом уменьшается выход по току. Кроме того, H_2O взаимодействует с фтористыми солями, в результате чего получается фтористый водород (HF) – очень летучий и вредный для здоровья и окружающей среды газ.

В табл. 1.9-1.11 для сравнения представлены характеристики глинозема, выпускаемого в виде товарной продукции в различных странах мира, и используемого в дальнейшем в самой стране или отправляемого на экспорт за рубеж.

Таблица 1.8

Технические требования к металлургическому глинозему и области его применения (ГОСТ 30558-98)

Марка	Массовая доля примесей, %, не более							Применение
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	TiO ₂ + V ₂ O ₅ + + Cr ₂ O ₃ + MnO	ZnO	P ₂ O ₅	Сумма Na ₂ O + K ₂ O в пересчете на Na ₂ O	Потери массы при прокаливании, (300–1100°С), %, не более	
Г-000	0,02	0,01	0,01	0,01	0,001	0,3	0,6	Производство высших марок алюминия электролизом и специальных видов керамики
Г-00	0,02	0,03	0,01	0,01	0,002	0,4	1,2	
Г-0	0,03	0,05	0,02	0,02	0,002	0,5	1,2	Производство высоких марок алюминия электролизом и специальных видов керамики
Г-1	0,05	0,04	0,02	0,03	0,002	0,4	1,2	Производство средних марок алюминия электролизом
Г-2	0,08	0,05	0,02	0,03	0,002	0,5	1,2	Производство низких марок алюминия электролизом

В глиноземе марки Г-1, выпускаемом из бокситового сырья, допускается массовая доля оксида железа (III) не более 0,05 %, сумма оксида натрия и оксида калия в пересчете на оксид натрия не более 0,5 %. При содержании в глиноземе фракции менее 45 мкм не более 25 % к обозначению марки глинозема добавляют букву К (крупнозернистый). Массовую долю альфа-оксида алюминия, потери массы при прокаливании, угла естественного откоса и удельную поверхность для глинозема всех марок, предназначенных для производства алюминия, устанавливают по согласованию потребителя с изготовителем.

Таблица 1.9

Технические требования к неметаллургическому глинозему и области его применения (ГОСТ 30559-98)

Марка	Код ОКП	Область применения
ГН	1 711 230 022	Производство специальных изделий радиоэлектроники, специальных видов керамики и огнеупоров
ГКИС	1 711 230 033	
ГНК	1 711 230 023	
ГЛМК	1 711 230 032	
ГК-1	1 711 230 051	Производство электрофарфора, радиоэлектроники, специальных видов керамики и огнеупоров
ГК-2	1 711 230 052	
ГК-3	1 711 230 053	
ГК-4	1 711 230 054	
ГК-5	1 711 230 055	
ГЭФ	1 711 230 061	
ГЭБ	1 711 230 021	Производство керамических изделий, шлифовальных и абразивных материалов
ГСК	1 711 230 025	Катализаторы для производства синтетического каучука
ГСМ	1 711 230 091	Получение высокоглиноземистых цементов и изделий огнеупорной промышленности

Таблица 1.10

Требованиям по физико-химическим показателям к неметаллургическому глинозему (ГОСТ 30559-98)*

Марка	Массовая доля примеси, %, не более			Потеря массы при прокаливании (300–1100 °С), %, не более	Массовая доля альфа-оксида алюминия, %	Массовая доля монозерен, слагающих агрегаты, %, не менее	
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Сумма Na ₂ O + K ₂ O в пересчете на Na ₂ O			до 5 мкм	до 10 мкм
ГН	0,10	0,03	0,1	0,20	Не менее 94	90	-
ГКИС	0,10	0,04	0,1	0,20	» » 92	95	-
ГНК	0,10	0,04	0,2	0,20	» » 90	80	-
ГЛМК	0,10	0,03	0,1	0,20	» » 93	-	-
ГК-1	0,12	0,03	0,3	0,20	» » 90	-	80
ГК-2	0,12	0,06	0,3	0,20	» » 85	80	-
ГК-3	0,12	0,06	0,3	0,20	» » 85	70	-
ГК-4	0,12	0,06	0,3	0,20	» » 90	-	80
ГК-5	0,12	0,06	0,4	0,15	» » 85	-	80
ГЭФ	0,12	0,10	0,5	0,20	85–95	-	-
ГЭБ	0,08	0,02	0,3	0,40	Не менее 70	-	-
ГСК	-	0,04	0,5	1,50	Не более 30	-	-
ГСМ	0,20	0,15	1,5	0,50	-	-	-

*В глиноземе марок ГК-1 и ГК-2, выпускаемых для электронной и электротехнической промышленности, массовая доля суммы отмываемых оксидов натрия и калия в пересчете на оксид натрия должна быть не более 0,1 %.

В глиноземе марки ГНК для огнеупорной промышленности массовая доля оксида магния должна быть не более 0,4 %.

Удельная поверхность глинозема марки ГСК должна быть 50–90 м²/г. Массовая доля фракции менее 20 мкм не должна быть более 20 %. В глиноземе марки ГСМ массовая доля фракции менее 20 мкм устанавливается по согласованию с потребителем. Массовая доля влаги в глиноземе всех марок не должна быть более 1,0 %.

Таблица 1.11

Средние значения качественных характеристик товарного глинозема, произведенного на предприятиях
континентального районирования (по сост. на к. 2000 г.)

№ п/п	Наименование характеристики	Единица измере- ния	США, Канада, Южная Америка, Гвинея	Австралия	Индия	Европа: Италия, Испания, Ирландия, Греция, Германия, Югославия	Россия, Украина, Турция, Венгрия, Казахстан, Румыния, Босния и Герцеговина		Средневзве- шенный уровень в мировом производ- стве
							бокситы	нефелины	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Пригодность для электролиза	—	Все типы ванн	Все типы ванн	CWPB	PFFB	Все типы ванн	—	—
2	Крупность зерна:	мкм	-43,0	-43,0	-45,0	-44,0	-43,0	-41,0	-43,1
	– Количество	%	7,7	6,9	14,3	9,8	34,3	35,0	12,3
3	Потери при прокаливании	%		0,7	0,7	1,0	0,7	0,3	0,8
4	Среднее количество α -фракции	%	27,1	14,0	28,0	16,3	33,1	33,3	23,0
5	Угол естествен- ного откоса	гр.	35,0	32,5	—	32,8	35,6	40,5	34,2
6	Индекс истирания	%	20,4	20,5	14,4	25,0	32,5	—	22,3
7	Объемная плотность	кг/м ³	950,0	956,0	1000,0	965,0	1071,0	—	972,0

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
8	Абсорбция внешней влаги	%	4,1	—	—	—	—	—	4,1
9	Плотность пикнометри- ческая	г/см ³	—	3,53	3,50	3,48	3,55	—	3,52
10	Химический состав:								
	— Na ₂ O	%	0,47	0,48	0,40	0,39	0,42	0,37	0,45
	— SiO ₂	%	0,017	0,014	0,025	0,017	0,027	0,062	0,019
	— Fe ₂ O ₃	%	0,015	0,011	0,028	0,020	0,030	0,001	0,016
11	Активность поверхности (BET)	м ² /г	67,7	63,3	58,0	76,6	57,9	41,5	64,9
12	Химический состав исходного сырья:								
	— Al ₂ O ₃	%	48,86	41,93	49,18	54,50	51,98	26,98	—
	— Общий SiO ₂	%	4,89	3,54	2,82	4,25	6,51	42,27	—
	— В т.ч. реактивный SiO ₂	%	2,08	1,50	—	1,50	—	—	—
	— Fe ₂ O ₃	%	14,26	16,42	15,15	14,22	18,37	3,70	—
	— Кремневый модуль	—	10,00	11,84	17,44	12,82	7,98	0,64	—
	— Na ₂ O	%	—	—	—	—	—	13,85	—
	— K ₂ O	%	—	—	—	—	—	5,87	—
13	Общий выпуск глинозема	млн т.	15,695	14,071	2,020	5,171	5,886	1,400	49,878

В России на большинстве отечественных глиноземных заводов глинозем по химическому составу отвечает современным требованиям. По физико-минералогическим характеристикам его можно отнести к глинозему мучнистого типа. Американские заводы получают и применяют только песочный глинозем. Европейские и японские заводы применяют мучнистый, частично песочный и недообожженный глинозем.

1.7. Количественный и качественный анализ сырья

В связи с расширением сырьевой базы глиноземной промышленности за счет использования низкокачественного сырья становится актуальной проблема его количественного и качественного минералогического анализа. Это вызвано еще и тем, что вещественный состав руды даже одного месторождения отличается по содержанию основных минералов и примесных соединений. Для правильной технологической оценки такого сырья необходим физико-химический анализ не только исходных продуктов, но и химических соединений, образующихся в результате взаимодействия их со щелочно-алюминатными растворами.

На основании полученных данных и ранее изученных закономерностей можно составить подробную картину поведения всех минералов сырья на разных стадиях технологического процесса, что позволяет выяснить причины потерь ценных компонентов и изыскать пути повышения эффективности их извлечения.

На рис. 1.2 показана принципиальная схема подготовки и исследования вещественного состава руды. Традиционным природным источником оксида алюминия являются бокситы. Бокситы каждого месторождения имеют свои особенности, на основании которых корректируется технологическая схема и технологический регламент их переработки. Поэтому особое значение имеют комплексные исследования по разработке научных принципов переработки различных видов бокситового сырья. Обычный химический анализ не дает сведений о вещественном составе бокситов и не объясняет его поведения

в технологических пределах. Между тем различные минералы кремнезема, алюминия, железа в процессах глиноземного производства ведут себя по-разному. Корунд и алюмогетит составляют так называемые естественные потери глинозема из-за их малой растворимости. К ним примыкают некоторые алюмосиликаты (хлориты и слюды). Распределение оксида железа между гематитом, сидеритом, гетитом, аморфным гидроксидом железа и магнетитом будет влиять на процесс обескремнивания и сгущения.

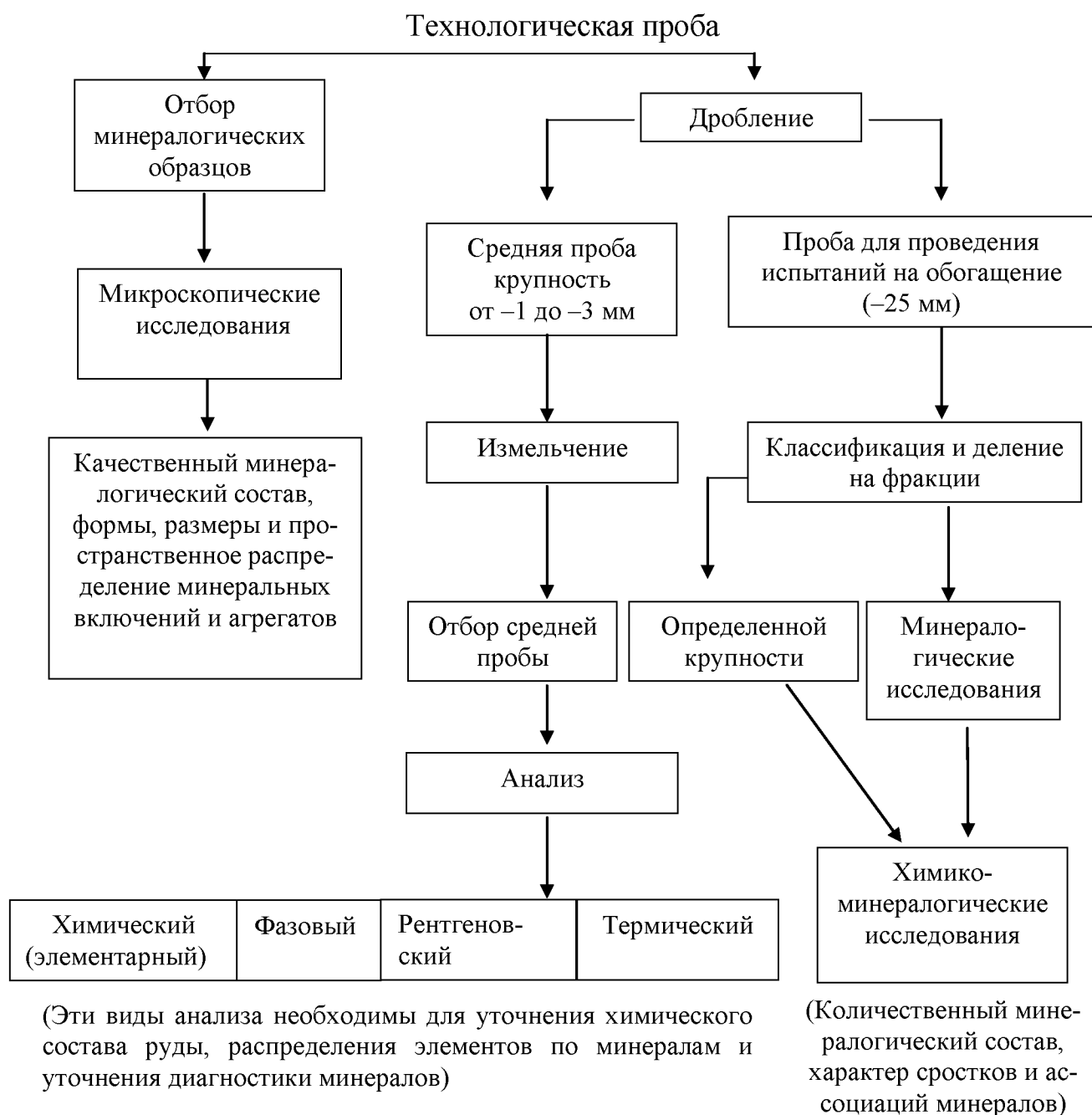


Рис. 1.2. Принципиальная схема исследования вещественного состава руды

Уже на уровне исследования любого вида сырья результаты петрографического, химического и рентгеноструктурного анализа, а также данные о процессах формирования горных пород позволят оценить возможность применения к ним уже существующих или новых технологий. Существует возможность изучить варианты предварительного обогащения низкокачественного сырья с получением кондиционных продуктов и дальнейшей их переработкой с созданием эффективных малоотходных технологий. Бокситы исследуются теми же методами, что и другие горные породы и руды. Для общей оценки качества бокситов необходимо производить полный химический анализ. Качественное изучение минералогического состава боксита и продуктов его переработки может быть проведено с помощью микроскопического, ИК-спектроскопического, термического, электронно-микроскопического, фазового химического и рентгеновского методов, равно как и окрашивание органическими красителями. Окрашивание органическими красителями используется как метод изучения глинистых пород. Этот метод основан на способности органических красителей менять цвет в зависимости от прочности закрепления его на поверхности глинистых минералов различного строения.

Существует количественный минералогический анализ бокситов, для которого используют термические методы, метод фазового химического анализа, рентгеновский и иногда оптические методы. Термический метод дает возможность определять содержание небольшого числа минералов при условии четкого выявления начала и конца термического эффекта. Точность данного метода 5–10%. Поскольку гиббсит, диаспор, бемит, каолинит и кварц являются основными пороодообразующими минералами бокситов, впервые данный метод был применен к ним. Таким образом, располагая данными минералогического анализа, можно составить подробное описание поведения всех минералов перерабатываемого сырья на разных стадиях технологических переделов и изучить влияние на них исходного вещественного состава боксита.

1.8. Оксиды и гидроксиды алюминия

В природе найдено пять модификаций гидроксида алюминия: диаспор, бемит, гиббсит, байерит, нордстрандит – и одна модификация оксида алюминия – корунд. Остальные оксиды и гидроксиды алюминия являются искусственными продуктами.

Природные гидроксиды алюминия образуются в следующей последовательности:

алюмогель → бемит → байерит → гиббсит

Причем скорость процесса зависит от температуры и щелочности среды и увеличивается с их повышением. В табл. 1.12 приведены основные физические свойства гидроксидов и оксидов алюминия.

Таблица 1.12

Физические свойства гидроксидов и оксидов алюминия

Название минерала	Плотность (d), г/см ³	Твердость по шкале Мооса	Кристаллическая система	Элементарная ячейка
Гиббсит	2,420	2,5–3,5	Моноклинная	$6\text{Al}(\text{OH})_3$
Байерит	2,487–2,529	2,5	Моноклинная	$4\text{Al}(\text{OH})_3$
Бемит	3,010–3,060	3,5–4,0	Ромбическая	$4\text{AlO}(\text{OH})$
Диаспор	3,300–3,500	6,5–7,0	Ромбическая	$4\text{AlO}(\text{OH})$
$\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$	3,500–3,770	–	Кубическая	$7\text{Al}^{3+} + 32\text{O}^{2-}$
Корунд	3,950–4,020	9,0	Тригональная	$2\text{Al}_2\text{O}_3$

Гиббсит (гидраргиллит) – гидроксид алюминия $\text{Al}(\text{OH})_3$. Это один из основных глиноземсодержащих минералов боксита, являющийся основным промежуточным продуктом в щелочных способах производства глинозема. Он кристаллизуется в моноклинной системе. В элементарной кристаллической ячейке находятся шесть ионов Al^{3+} и 24 иона OH^- , т. е. шесть молекул $\text{Al}(\text{OH})_3$. Структура гиббсита построена из алюмогидроксильных слоев, которые составлены из двойных слоев гидроксильных групп с расположенным между ними слоем ионов Al^{3+} . Каждый ион алюминия Al^{3+} окружен шестью группами OH^- , образующими октаэдр. Октаэдры сочленены ребрами, образуя

гексагональную сетку. Алюмогидроксильные слои связаны между собой водородными связями, являющимися в сравнении с обычными валентными менее прочными, поэтому у кристаллов гиббсита характерный шестиугольно-таблитчатый облик и совершенная спайность по (001). Кристаллическая структура гиббсита слоистая. Каждый слой состоит из двух листов, сложенных гидроксильными ионами параллельно плоскости (001), между которыми расположен лист катионов Al^{3+} . Гидроксильные ионы в слое образуют несколько искаженную плотную гексагональную упаковку. В проекции на плоскость (001) получается сеть шестиугольников, образованных группами ионов OH^- . Ионы алюминия, располагаясь также по углам правильного шестиугольника, занимают центры шестиугольников, состоящих из ионов OH^- (рис. 1.3, а). В решетке гиббсита катионы Al^{3+} занимают только две трети шестиугольников. Каждый заполненный шестиугольник представляет собой искаженный октаэдр, состав которого можно выразить формулой $Al(OH)_6^{3-}$. Октаэдры объединены в кольца по шесть штук в каждом (рис. 1.4). Состав колец $Al_6(OH)_{24}^{6-}$, в них каждый октаэдр имеет по два общих иона OH^- с обоими соседними октаэдрами. Из совокупности колец $Al_6(OH)_{24}^{6-}$ с общими гидроксильными ионами и построены тройные слои в решетке гиббсита.

Тройные слои сочленены так, что в каждом анион OH^- одного слоя противостоит каждому гидроксильному иону следующего слоя (рис. 1.3, б). Между собой тройные слои удерживаются гидроксильными связями, которые менее прочны по сравнению с обычными валентными.

В основной своей массе гиббсит в земной коре распространен как тонкочешуйчатый или скрытокристаллический. Гиббсит, образующийся при разложении щелочно-алюминатных растворов в процессе декомпозиции, в основном состоит из листовато-пластинчатых частиц и псевдосферолитов (рис. 1.5).

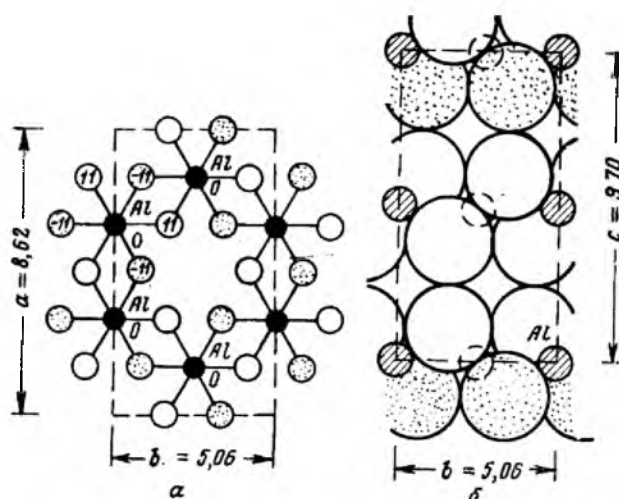


Рис. 1.3. Структура гиббсита: а – проекция решетки на плоскость (001), б – поперечный вид трех слоев

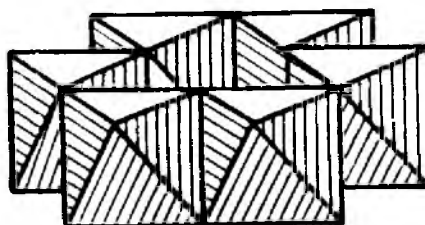


Рис. 1.4. Кольцо из шести октаэдров – полимер $\text{Al}_6(\text{OH})_{24}^{6-}$

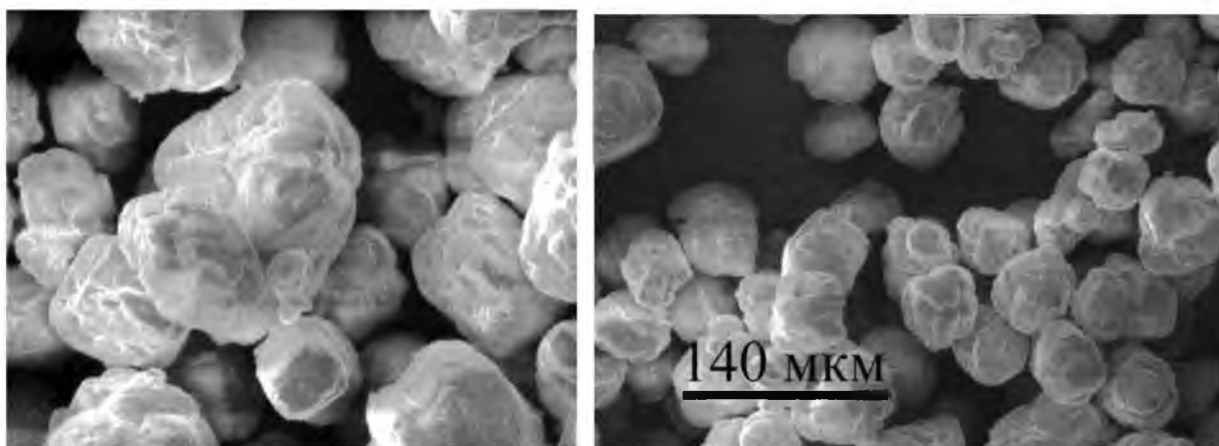


Рис. 1.5. Промышленный гидроксид алюминия (гиббит), полученный на Уральском алюминиевом заводе

Гиббит является самым устойчивым соединением алюминия в природе. Химический состав: $\text{Al}_2\text{O}_3 = 65,36 \%$, $\text{H}_2\text{O} = 36,64 \%$. В виде изоморфных примесей встречаются до 2% Fe_2O_3 , а также $\text{Ga}_2\text{O}_3 = 0,006 \%$. Кривые

нагревания гиббсита имеют два и три эндотермических эффекта в зависимости от его происхождения. Обезвоживание при термическом нагревании сопровождается перестройкой кристаллической решетки. В интервале температур от 200 °С до 290 °С удаляется 0,5 молекулы H_2O ; при 290–320 °С – 1,5 молекул H_2O и образуется соединение бемит; при 500 °С удаляется последний моль H_2O с кристаллизацией $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. Гиббсит обладает амфотерными свойствами. С большой скоростью взаимодействуя и со щелочными растворами, образуя соответствующие алюминаты, и с кислыми растворами, образуя соли алюминия соответствующих кислот. Со щелочными растворами скорость реакции высока уже при 80–100 °С.

Байерит ($\text{Al}(\text{OH})_3$), названный в честь К.И. Байера, кристаллизуется в моноклинной системе. Обладает малой спайностью. Вид кристалла – шестиугольные призмы, элементарная ячейка – $4\text{Al}(\text{OH})_3$. Подобно гиббситу, байерит обладает слоистой структурой с тройными слоями. В промежуточных тройных слоях все октаэдры выродились в пустые тригональные призмы (рис. 1.6). Байерит отличается от гиббсита правильностью расположения гидроксильных соседних слоев. Анионы в структуре байерита образуют псевдотригональную искаженную плотнейшую упаковку. Третья часть атомов водорода располагается в октаэдрических пустотах внутри кислородных слоев, остальные занимают тетраэдрические пустоты между соседними пакетами. У байерита совершенная спайность по (001) и характерный иглообразный облик. Кристаллы байерита обычно очень мелкие (1–20 мкм), клиновидные.

Байерит преимущественно получают искусственным путем, и в бокситах он встречается крайне редко. Данное соединение кристаллизуется при карбонизации алюминатных растворов, затем переходит в гиббсит. Кривая нагревания аналогична термограмме гиббсита.

Байерит искусственно может быть также получен при быстром разложении алюминатного раствора. Это очень неустойчивое соединение, быстро переходящее в щелочном растворе в гиббсит, особенно при повышенной температуре.

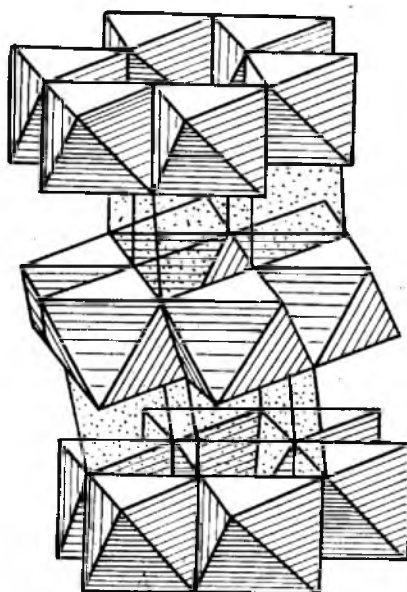


Рис. 1.6. Структура байерита

Нордстрандит – один из поли типов гиббсита; наиболее часто встречаются радиально-лучистые агрегаты. Кристаллизуется в триклинной системе, твердость – 4 ед., плотность – 2,4 г/см³. Кривая нагревания минерала аналогична термограмме природного гиббсита и отличается лишь большей интенсивностью эндозффекта при 500–600 °С. Искусственно может быть получен при осаждении $\text{Al}(\text{OH})_3$ из аммиачного раствора хлористого алюминия при высоком рН и длительном старении осадка.

Алюмогель – особое место среди гидроксидов Al занимает алюмогель – аморфная или коллоидная разновидность $\text{Al}(\text{OH})_3$, кристаллическое строение которой не обнаруживается на рентгенограммах. К этой разновидности относят свежееосажденные гели гидроксида алюминия, выпадающие при нейтрализации щелочами растворов солей алюминия или кислотами алюминатных растворов. Для алюмогеля характерно отсутствие кристаллического строения, высокое содержание влаги и высокая химическая активность. Высушенный при 300–400 °С алюмогель обладает высокими адсорбционными свойствами. Алюмогель неустойчив и со временем превращается в гиббсит.

Бемит – AlOOH , один из основных глиноземсодержащих минералов бокситов, обычно дисперсен и находится в слабокристаллической или скрытокристаллической форме. Бемит кристаллизуется в ромбической системе. Элементарная ячейка имеет состав $\text{Al}_4\text{O}_4(\text{OH})_4$, что соответствует четырем молекулам AlOOH . Кристаллическая структура бемита подобна структуре лепидокрокита FeOOH (рис. 1.7). Каждый ион Al^{3+} окружен шестью ионами кислорода, расположенного по вершинам искаженных октаэдров. Октаэдры связаны между собой в цепи параллельно оси a , цепи соединены друг с другом боковыми связями (через ребра октаэдров) в непрерывные двойные октаэдрические слои параллельно оси (010) , т. е. перпендикулярно плоскости чертежа (в вертикальном направлении). Двойные слои соединены между собой водородными связями в виде $\text{O} - \text{H} - \text{O} - \text{H} - \text{O}$. Ионы кислорода, находящиеся внутри двойных октаэдрических слоев, связаны только с ионами алюминия. Наружные ионы кислорода связаны с ионами водорода и алюминия. Считается, что гидроксильные ионы в структуре бемита отсутствуют. Различие структуры бемита и диаспора состоит в том, что в диаспоре все атомы кислорода соединены между собой водородной связью, а в бемите только половина из них.

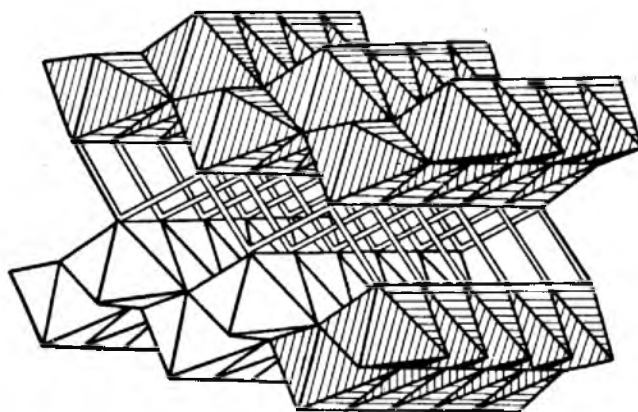


Рис. 1.7. Структура бемита

Теоретический химический состав минерала: Al_2O_3 – 85 %, H_2O – 15 %, однако в бокситах бемит всегда содержит посторонние оксиды в пределах 3–12 %, постоянными из которых являются TiO_2 и Fe_2O_3 . Искусственно бемит может быть получен обжигом гиббсита или байерита при 330 °С или обработкой

гиббсита водой или щелочным раствором при температуре выше 130 °С, а также при старении аморфного гидроксида алюминия. Растворимость данного минерала в технологическом цикле зависит от его дисперсности и особенности структуры. Тонкодисперсный и поликристаллический бемит хорошо растворяется уже при температуре 190°С и концентрации каустической щелочи в растворе 250-280 г/л. Бемит хорошо идентифицируется по оптическим свойствам и ИК-спектрам ($\nu_{\text{ОН}} - 3000-3500 \text{ см}^{-1}$).

Диаспор – AlOOH , имеет тот же состав, что бемит. Название по-гречески означает «рассеивание», что указывает на способность этого минерала при нагревании растрескиваться и распадаться на мелкие части. Диаспор является одним из основных глиноземсодержащих минералов боксита. Кристаллизуется в ромбической системе, элементарная ячейка содержит $\text{H}_4\text{Al}_4\text{O}_8$, что соответствует четырем молекулам AlOOH . Структура диаспора и проекция ее на плоскость (100) представлены на рис. 1.8 и 1.9. В плотной гексагональной упаковке ионов кислорода размещаются ионы Al^{3+} ? каждый из них связан с тремя ионами O^{2-} . Обычно считают, что ионы водорода располагаются симметрично между парами ионов кислорода (вероятные места положения протонов показаны на рис. 1.8 звездочками), т. е. являются самостоятельными катионами.

Кристаллы природного диаспора обычно тонкопластинчатые, иногда игольчатые, реже таблитчатые, распространены в виде листовых или тонкочешуйчатых сростков. Для синтетического диаспора обычно характерны игольчатые кристаллы.

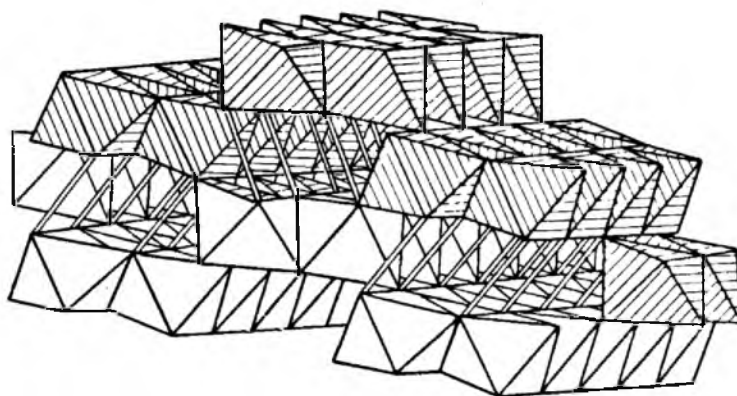


Рис. 1.8. Структура диаспора

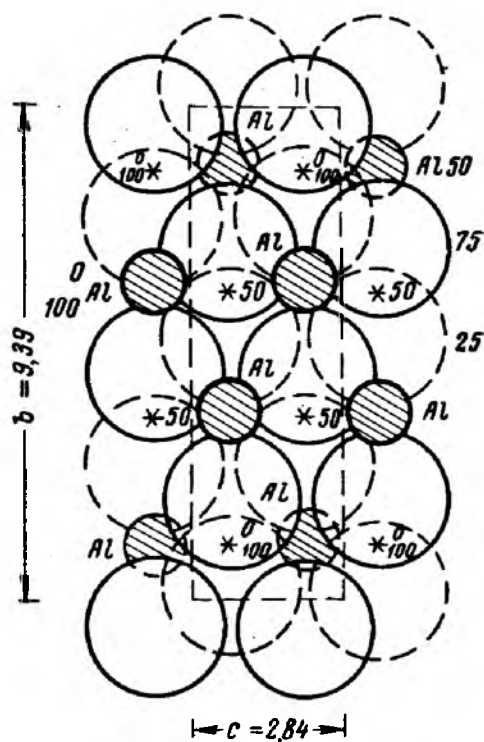


Рис. 1.9. Кристаллическая структура диаспора

Химический состав: Al_2O_3 – 85 %, H_2O – 15 %. Для него характерно изоморфное замещение алюминия марганцем, хромом, 3-валентным железом до 4–6 %. Кривая нагревания имеет один эндоэффект (400–650 °C). При этом происходит выделение конституционной воды, разрушение решетки диаспора и образование $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. Полученный в данном интервале температур $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ хорошо растворяется в щелочных растворах, благодаря своей дисперсности и несовершенству структуры. Получение данного минерала можно осуществить искусственным путем, выдерживая бемит в гидротермальной бомбе при 300–

500 °С. Диаспор – наиболее упорная разновидность гидроксида алюминия при растворении в щелочно-алюминатных растворах. Для достижения высокой скорости взаимодействия в щелочных растворах температура должна быть не ниже 230 °С.

Оксид алюминия (Al_2O_3) подразделяется по строению кристаллической решетки на α - и γ -модификации: α - Al_2O_3 и γ - Al_2O_3 . Форма α - Al_2O_3 , или корунд, известна с древнейших времен, она является единственной формой оксида Al, встречающейся в природе. Природный корунд представлен как простыми (наждак), так и драгоценными разновидностями (бесцветный лейкосапфир, синий сапфир, красный рубин и др.). Искусственные рубины получают плавлением корунда в присутствии небольшого количества оксида хрома, а синие сапфиры – оксида титана. Получение искусственных рубинов в последнее время нашло большое применение в лазерной промышленности и других отраслях техники.

Кристаллизуется α - Al_2O_3 в тригональной системе, с характерным веретено- и бочкообразным габитусом кристаллов и полным отсутствием спайности. Элементарная ячейка состоит из четырех ионов Al^{3+} и шести ионов O^{2-} , что соответствует двум молекулам Al_2O_3 . Кристаллическая структура α - Al_2O_3 (рис. 1.10) представлена в виде групп Al_2O_3 по углам двух ромбоэдров, составляющих элементарную ячейку. Ионы O^{2-} находятся в плотной гексагональной упаковке и расположены листами перпендикулярно тройной оси, причем листы наложены один на другой. Ионы Al^{3+} расположены между двумя такими листами – шестиугольниками с незаселенным центром – и заполняют две трети октаэдрических пустот.

Корунд оптически отрицателен, $N_m = 1,767$; $N_g = 1,759$. Для него характерна высокая твердость (9 по шкале Мооса), отсутствие гигроскопичности. Плотность α - Al_2O_3 – 4 г/см³; температура плавления – 2050 °С, кипения – 3400–3700 °С.

Корунд наиболее химически стоек по отношению ко многим химическим реагентам и расплавам. Он очень медленно реагирует с растворами кислот и щелочей даже при высокой температуре.

Искусственный корунд может быть получен плавкой глинозема боксита в электропечах, а также нагреванием гидроксидов Al или γ -глинозема. Все виды гидроксидов Al при нагревании до 1200 °C превращаются в α -Al₂O₃.

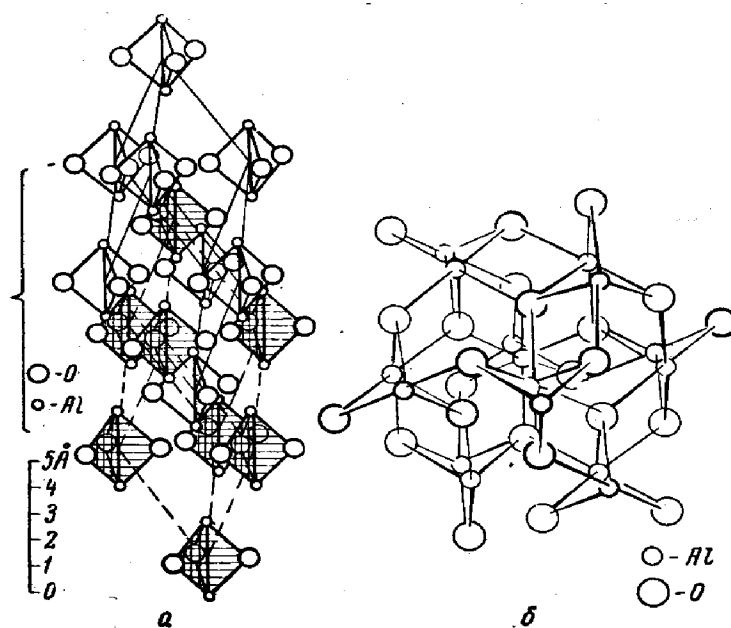


Рис. 1.10. Структура корунда – α -Al₂O₃: *a* – элементарная ячейка (главная ось – в плоскости чертежа); *b* – группа атомов, ограниченная фигурной скобкой на *a* (главная ось почти перпендикулярна плоскости чертежа)

Форма γ -Al₂O₃ в природе неизвестна. Ее можно получить обезвоживанием гиббсита, байерита и бтмита при 400–950 °C.

Оксид алюминия кристаллизуется в кубической системе, являясь структурным аналогом шпинели (рис. 1.11). У шпинели (Me²⁺Me₂³⁺O₄) на 32 иона кислорода приходится 24 иона металла. Элементарная ячейка γ -Al₂O₃ также содержит 32 иона кислорода, на которые приходится 21, 1/3 иона металла. Это связано с тем, что у γ -Al₂O₃ ион Al³⁺ играет роль и Me²⁺, и Me³⁺ катионов. Ионы Al³⁺ распределены статистически по восьми тетраэдрическим и 16 октаэдрическим положениям. Скрытокристаллический γ -Al₂O₃ отличается

большой дисперсностью и гигроскопичностью, особенно если был получен обезвоживанием при низких температурах (500–600 °С). На этом основано применение его для осушки воздуха, для регенерации отработанных минеральных масел и для других целей. Также подвержены колебаниям в зависимости от температурных условий получения и показатель преломления 1,63–1,69 и плотность 3,22–3,77. Нижние значения отвечают температуре 450–500 °С, а верхние – 950–1050 °С. При дальнейшем повышении температуры $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ переходит в $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. Температура перехода γ в α зависит от природы стабилизирующего оксида. В присутствии H_2O температурный интервал превращения – 850–1050 °С; в присутствии Li_2O переход осуществляется при температуре больше 1500 °С.

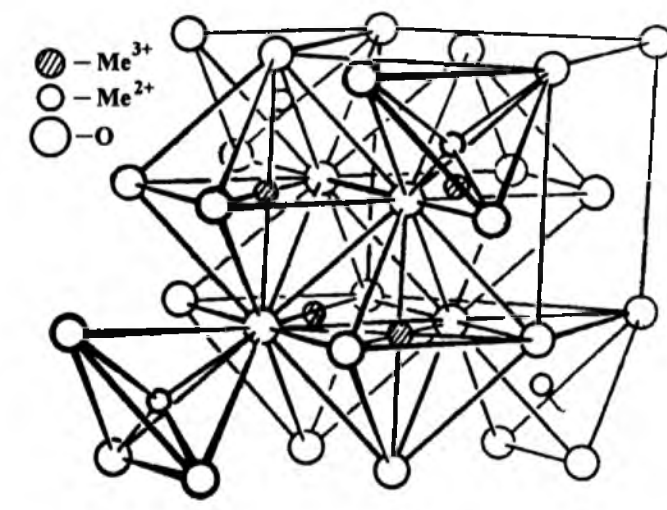


Рис. 1.11. Структура $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$

Модификация $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ амфотерна, хорошо растворяется в кислотах и щелочах. При 490–500 °С легко взаимодействует с HF , образуя AlF_3 . Это применяется в системах сухой газоочистки при электролитическом получении Al .

$\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ – промежуточный продукт дегидратации всех гидроксидов алюминия, он подразделяется на следующие модификации:

– *низкотемпературные*, образующиеся при $t < 800$ °С; к ним относятся:

χ , η , $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$, где $0 < n < 0,6$.

– *высокотемпературные*, полученные при $t > 900$ °С. К ним относятся:

$\acute{\alpha}$, θ , $\delta\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Большое влияние на структуру и температурный интервал устойчивости метастабильных фаз оказывают примеси, структура исходного материала и условия его термообработки.

Гиббсит \rightarrow бемит $\rightarrow \chi \rightarrow \gamma \rightarrow \acute{\alpha} \rightarrow \theta \rightarrow \alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Байерит \rightarrow бемит $\rightarrow \eta \rightarrow \theta \rightarrow \alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Бемит $\rightarrow \gamma\text{-Al}_2\text{O}_3 \rightarrow \delta \rightarrow \theta \rightarrow \alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$.

Диаспор $\rightarrow \alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$.

На рис. 1.12 представлены температурные области устойчивости переходных форм гидроксидов и оксидов алюминия, полученные при термической обработке данных образцов. Процентное содержание отдельных фаз в зависимости от температуры определяется точками пересечения температурных горизонталей с пограничными кривыми областей существования смежных фаз. Показано, что термическое разложение гидроксидов алюминия, за исключением диаспора, сопровождается образованием вначале слабого кристаллического вещества, которое в дальнейшем через серию промежуточных фаз превращается в хорошо откристаллизованный корунд.

В настоящий момент можно выделить два направления во взглядах на структуру оксида алюминия. Одни исследователи считают, что существует две модификации: $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ с плотной кубической упаковкой и $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ с гексагональной упаковкой ионов кислорода, – а изменение удельной активности оксида алюминия с температурой объясняют резкой величиной удельной поверхности материала.

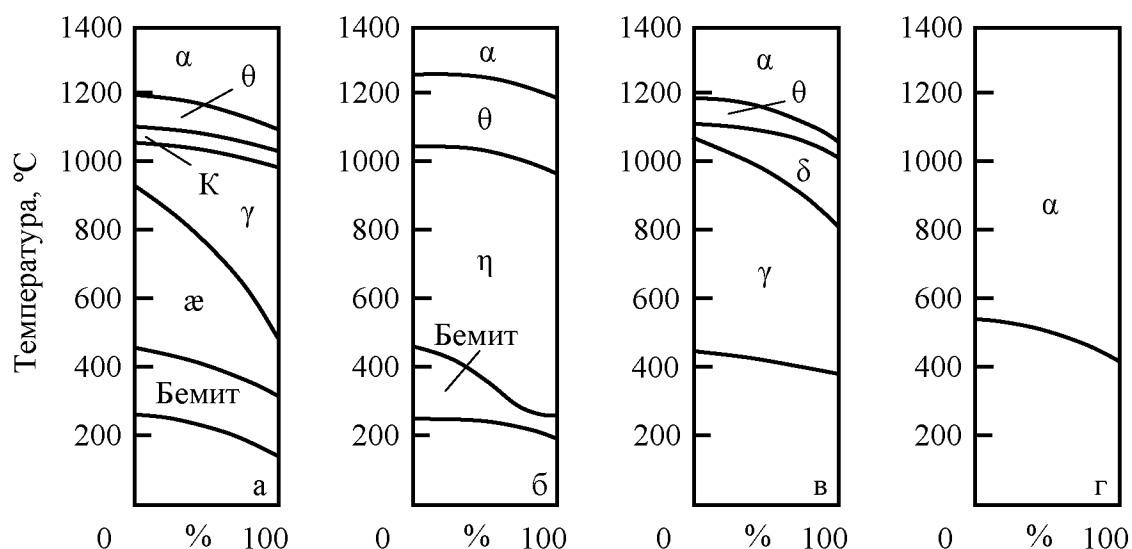


Рис. 1.12. Температурные области устойчивости переходных форм гидроксидов и оксидов алюминия: а) гиббсит; б) байерит; в) бемит; г) диаспор

В ряду «гидроксид – оксид алюминия» различными исследователями отмечается несколько вариантов превращений при одном конечном продукте – $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$. На рис. 1.13 фазовой диаграммы $\text{Al}_2\text{O}_3\text{-H}_2\text{O}$ показаны поля стабильности гидроксидов алюминия в зависимости от температуры и давления (по Эрвину и Осборну).

Как видно из диаграммы, поле ниже 130°C занято гиббситом; поля между 130°C и 385°C при давлении ниже 140 кг/см^2 занято бемитом, а при давлении выше 140 кг/см^2 поле бемита простирается в температурном интервале между 130 и 300°C . Поле устойчивости диаспора простирается только в области высоких давлений в пределах температур от 275°C до 415°C . Все остальное поле занято корундом.

На диаграмме имеется точка пересечения трех пограничных кривых (т. А), в частности корунд – диаспор, диаспор – бемит, бемит – корунд. В этой точке диаспор, бемит и корунд находятся в равновесии между собой и водяным паром. Давление в ней соответствует $140,6\text{ кг/см}^2$.

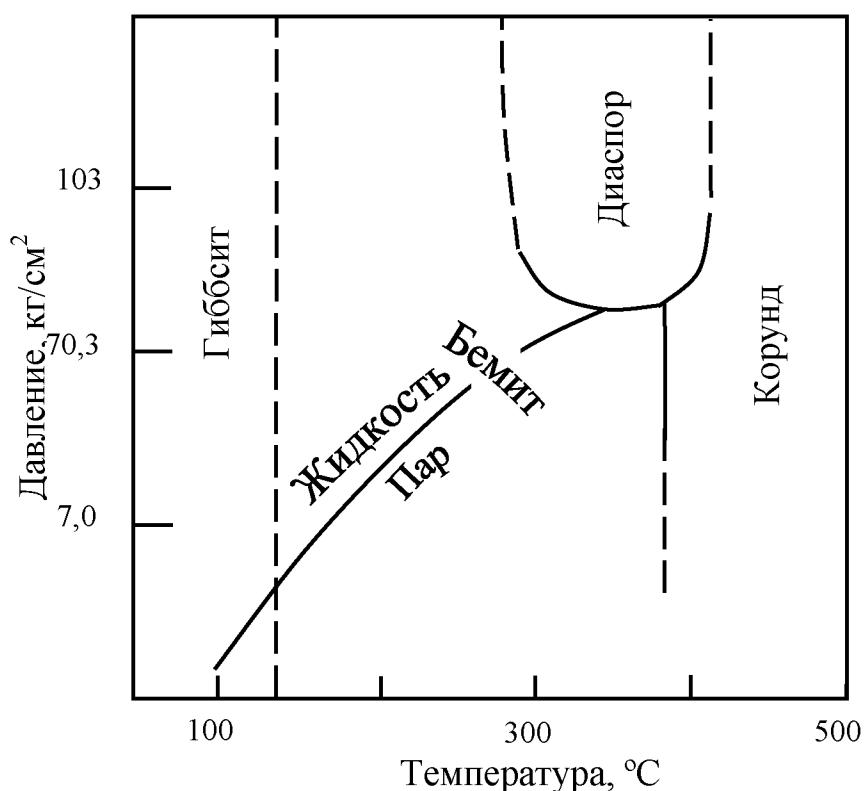


Рис. 1.13. Диаграмма равновесного состояния $\text{Al}_2\text{O}_3\text{-H}_2\text{O}$ по данным ученых Эрвина и Осборна

Для всех данных схем характерны сложность и многоступенчатость в превращениях гиббсита и бемита в отличие от диаспора. Это может быть объяснено исходными структурами гидроксидов. Одинаковый тип упаковки диаспоровой и корундовой структур позволяет им легко осуществлять этот переход. Путь же бемитовой структуры к той же равновесной корундовой лежит через ряд модификаций – от плотнейшей кубической до плотнейшей гексагональной.

1.9. Классификация способов получения глинозема

В настоящее время глинозем производится на основе гидро-, пиро- и пирогидрометаллургических методов. Выбор того или иного метода определяется физико-химическими свойствами алюмосодержащих минералов и примесей, содержащихся в боксите. Ниже на рис. 1.14 приведены данные изменения растворимости основных оксидов, содержащихся в бокситовом сырье, в зависимости от pH среды.

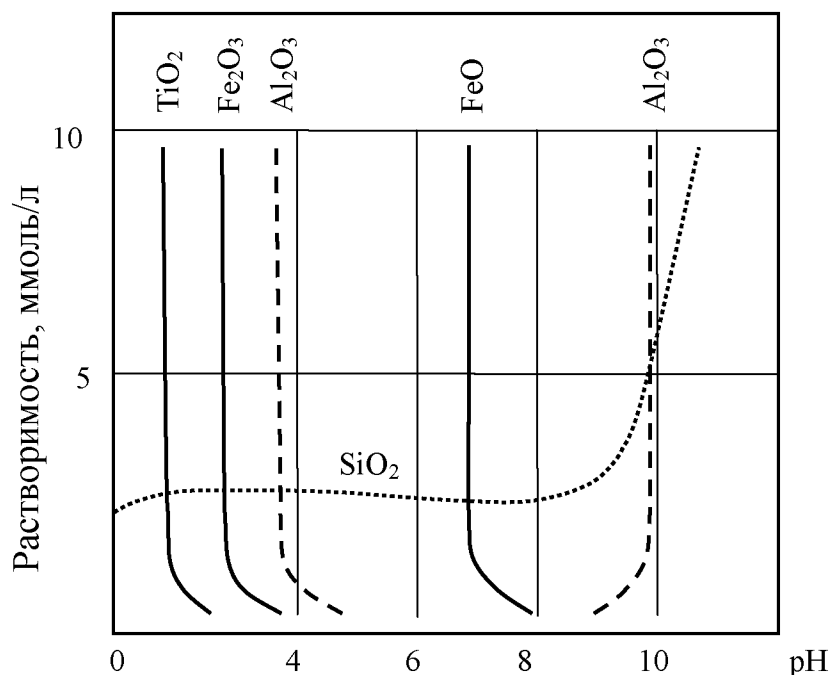


Рис. 1.14. Растворимость оксидов некоторых металлов в зависимости от pH среды

Из приведенных данных следует, что оксид алюминия растворим как в кислых, так и в щелочных растворах, что объясняется его амфотерными свойствами и высоким сродством к кислороду; SiO_2 – преимущественно растворим в щелочных растворах; Fe_2O_3 – в кислых. Таким образом, способ переработки алюминиевой руды определяется содержанием основных примесей в ней. В случае наличия большого количества железосодержащих минералов в руде, наиболее эффективными считаются щелочные способы, при которых оксид железа является балластной составляющей, так как не переходит в раствор, а остается в красном шламе. В настоящее время во всем мире применяют только щелочные, пиро- и гидрометаллургические способы производства глинозема.

Если кроме железа в руде присутствует в достаточном количестве и кремний, то могут использоваться способы, при которых кремнезем связывается в малорастворимые соединения. К таким способам относятся пиро-гидрометаллургические (спекание). Кремний связывается в малорастворимое соединение – $2CaO \cdot SiO_2$.

В связи с нерентабельностью щелочных методов переработки высококремнистого алюминийсодержащего сырья (каолина, глин и др.) из-за

огромного материального потока, большого расхода известняка и соды внимание исследователей было направлено на разработку кислотных способов. В этих способах достигается перевод алюминия в состав соответствующей алюминиевой соли с дальнейшей ее термической обработкой и получением оксида алюминия.

Щелочные способы получения глинозема в зависимости от качества перерабатываемого сырья подразделяются на три группы:

I. Гидрометаллургические способы или гидрохимические:

- 1) способ Байера (Николаевский глиноземный завод);
- 2) гидрохимический - способ Понамарева-Сажина;
- 3) способ химического обогащения сырья;

II. Пирометаллургические способы:

- 1) способ спекания бокситов на основе 2- и 3-компонентной шихты (Бокситогорский алюминиевый завод);
- 2) способ спекания красных шламов на основе 3- и 4-компонентной шихты;
- 3) способ спекания нефелинов (Ачинский и Пикалевский алюминиевые заводы);
- 4) спекание бесщелочного алюмосиликатного сырья на основе получения саморассыпающихся спеков;
- 5) предварительная термическая обработка сырья (бокситов, алунитов).

III. Комбинированные способы:

- 1) способ Байер-спекание (параллельный вариант) (Богословский и Уральский алюминиевые заводы);
- 2) способ Байер-спекание (последовательный вариант) (Павлодарский глиноземный завод);
- 3) Байер-гидрохимические способы.

На рис. 1.15–1.19 представлены ряд технологических схем основных способов получения глинозема из различных видов сырья.



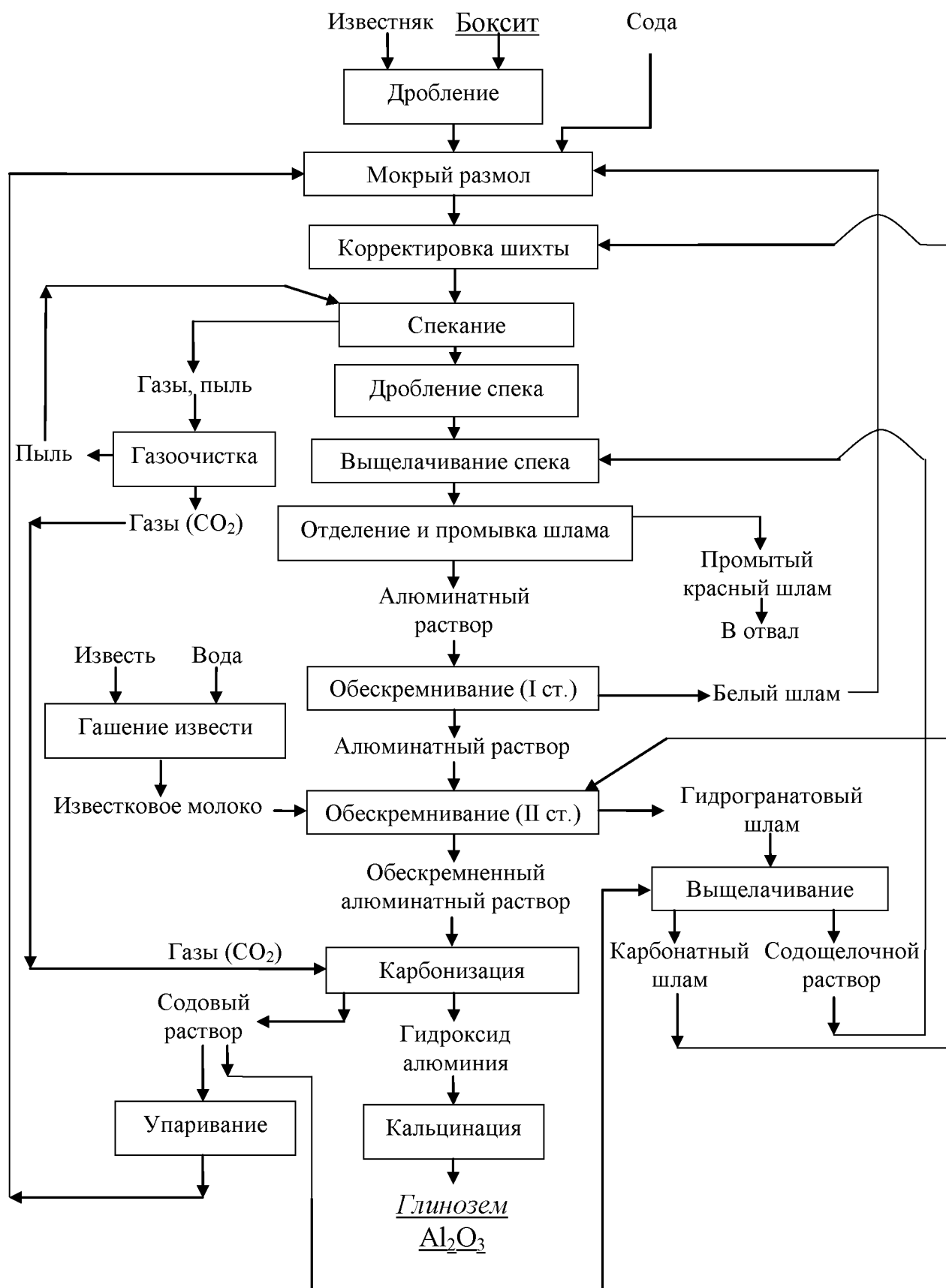


Рис. 1.16. Технологическая схема производства глинозема из бокситов по способу спекания

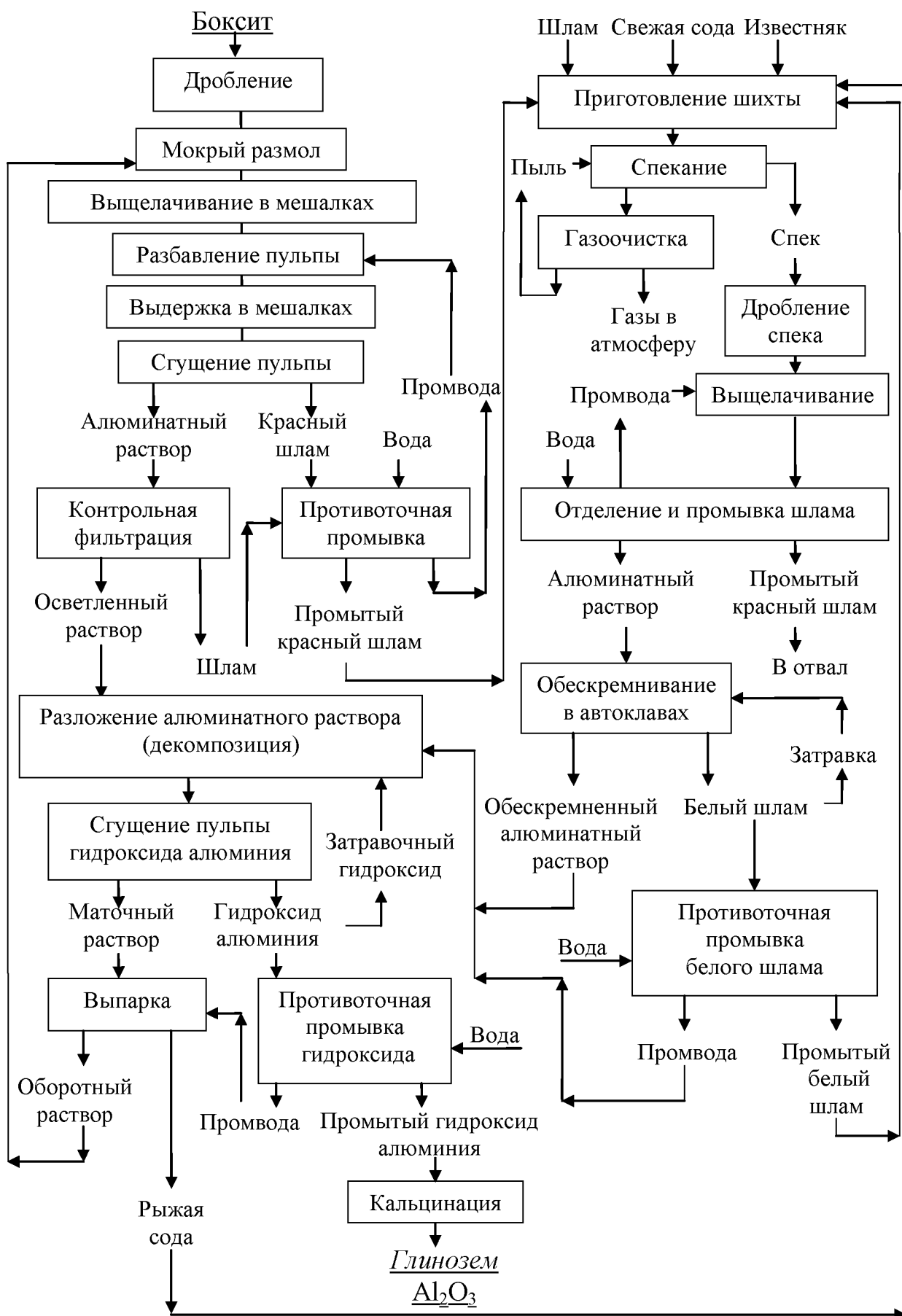


Рис. 1.17. Технологическая схема производства глинозема по способу Байер-спекание (последовательный вариант) с возвратом пыли на спекание

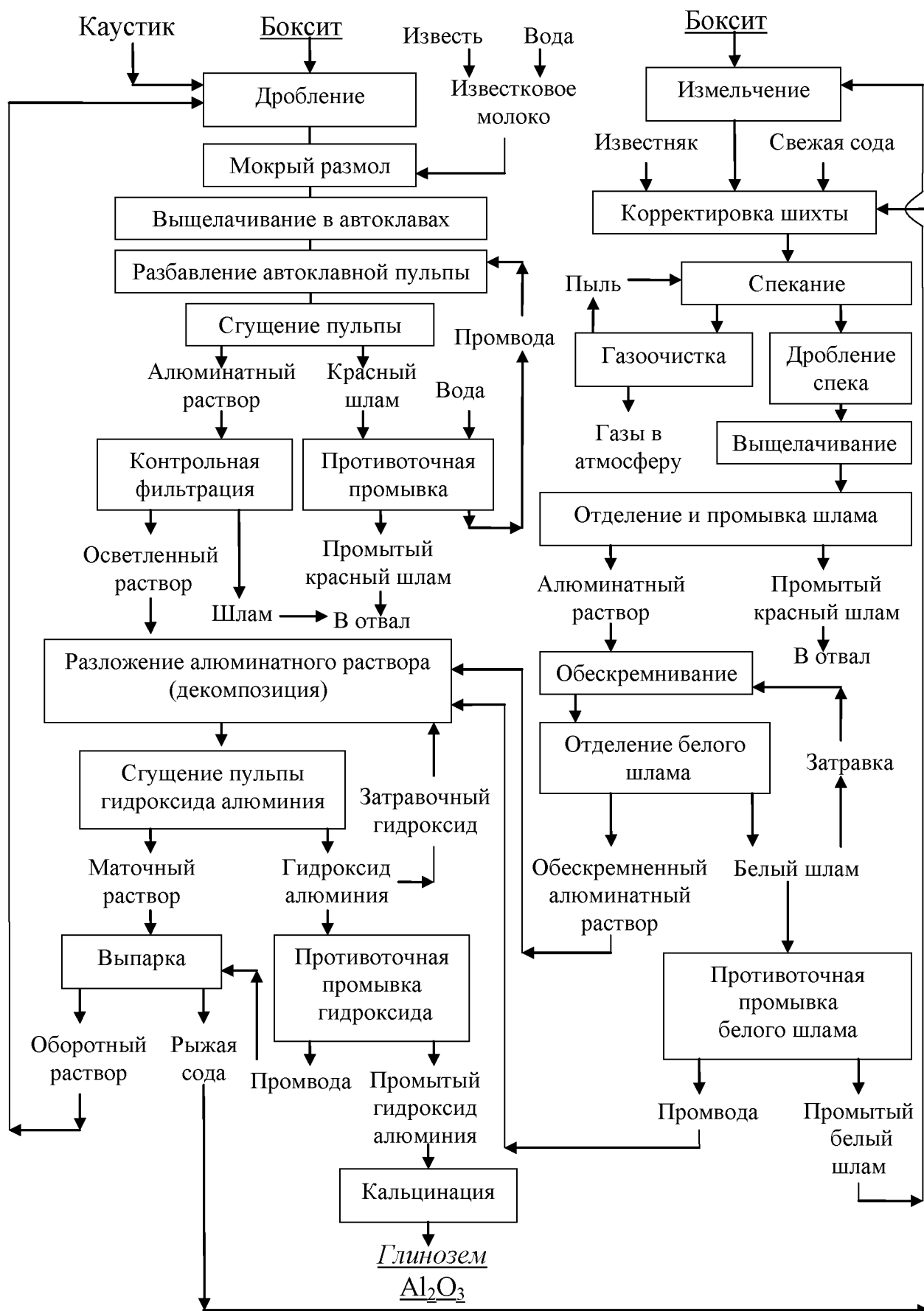


Рис. 1.18. Технологическая схема производства глинозема по способу Байер-спекание (параллельный вариант)

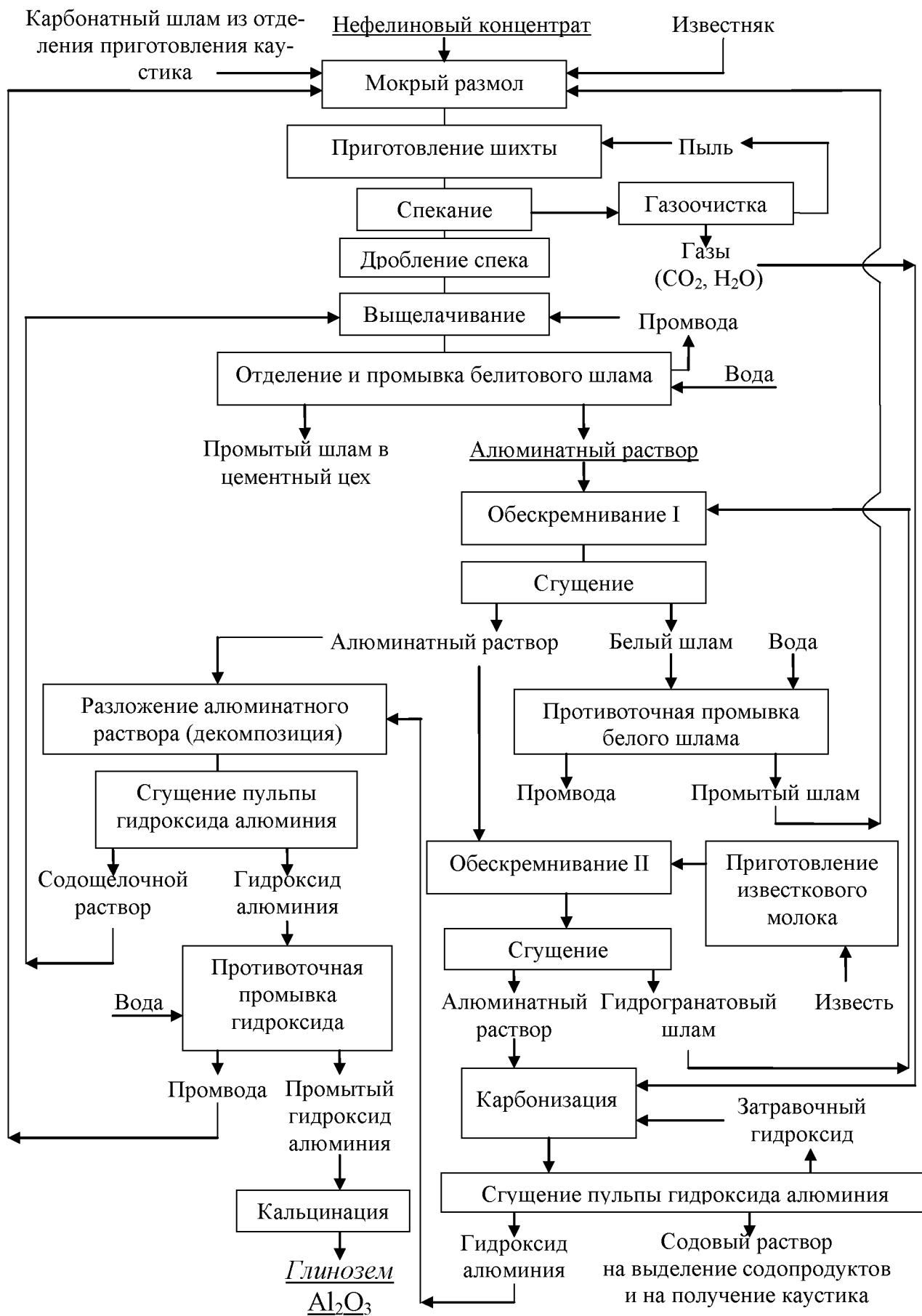


Рис. 1.19. Технологическая схема производства глинозема по способу спекания нефелина с известняком

2. СПОСОБ БАЙЕРА

Способ был открыт в России Карлом Иосифовичем Байером в 1889–1892 годах. В настоящее время является основным при производстве глинозема во всем мире. Большой вклад в разработку способа, особенно для выщелачивания бокситов диаспор-бемитового типа, внесли ученые Д. П. Маноилов, Ф. Н. Строков, Ф. Ф. Вольф, И. С. Лилеев, С. И. Кузнецов и др.

Суть способа Байера (рис. 1.15, 2.1) состоит в выщелачивании предварительно раздробленного и измельченного боксита щелочно-алюминатным раствором с каустическим модулем $\alpha_k = 3,3\text{--}4,0$.

Каустический модуль (α_k) – это молярное отношение Na_2O_k к Al_2O_3 :

$$\alpha_k = \frac{[\text{Na}_2\text{O}_k]}{[\text{Al}_2\text{O}_3]} = 1,645 \cdot \frac{\text{Na}_2\text{O}_k \text{ (г/л)}}{\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ (г/л)}}.$$

Алюминийсодержащие минералы взаимодействуют с щелочно-алюминатным раствором, который содержит в себе свободную каустическую щелочь, по следующим химическим реакциям:



В результате данного взаимодействия каустический модуль раствора становится равным 1,4–1,7.

По химической активности алюминийсодержащие минералы располагаются в последовательности:



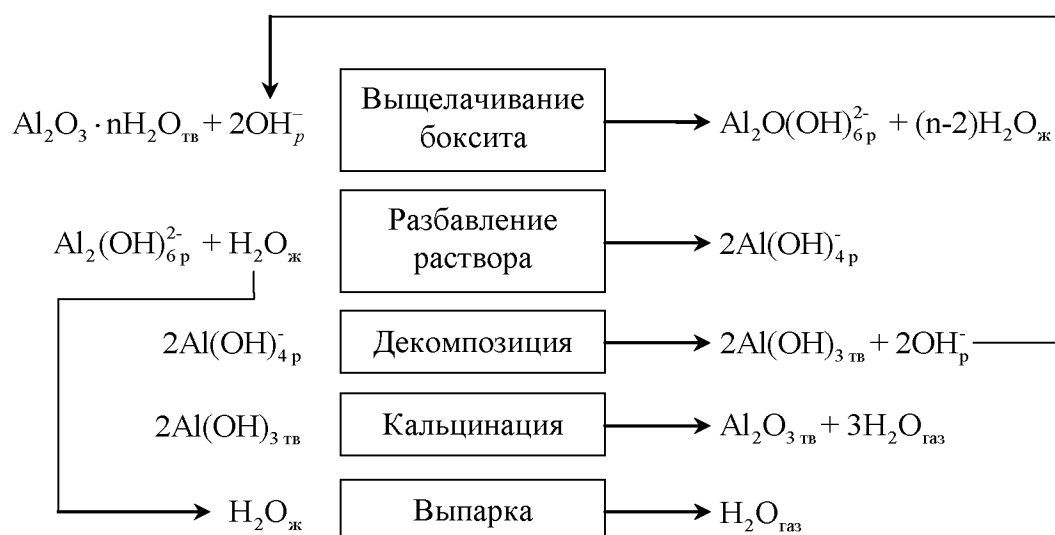


Рис. 2.1. Схема процесса Байера в ионной форме

Железо из железосодержащих минералов боксита остается в шламе в виде гематита Fe_2O_3 или гидрогематита $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Кремний, содержащийся в боксите, в процессе выщелачивания переходит в раствор и в дальнейшем выделяется из него в виде нерастворимого гидроалюмосиликата натрия в красный шлам. В результате этого с ним теряются полезные компоненты Na_2O и Al_2O_3 , поэтому по способу Байера могут перерабатываться бокситы с низким содержанием SiO_2 и с высоким $\mu_{\text{Si}} \geq 8$.

Na_2CO_3 в растворе образуется за счет растворения карбонатсодержащих минералов боксита CaCO_3 , FeCO_3 . Эти примеси являются вредными в технологическом процессе способа Байера, на их содержание существует ограничение. Пульпу после выщелачивания подвергают разбавлению промводой от промывки красного шлама. После отделения от раствора красный шлам направляют на промывку, а затем на шламовое поле на хранение как техногенный продукт. Щелочно-алюминатный раствор направляют на декомпозицию для выделения из него гидроксида алюминия. При охлаждении алюминатного раствора в присутствии затравки происходит его гидролитическое разложение до каустического модуля 3,3–4,0. Маточный раствор после отделения от него гидроксида алюминия направляется на операцию упаривания до нужной концентрации каустической щелочи и затем

вновь возвращается на операцию выщелачивания бокситового сырья. Таким образом, в способе Байера осуществляется замкнутый по щелочи цикл.

Помимо каустического модуля щелочно-алюминатные растворы характеризуются еще общим модулем $\alpha_{\text{общ}}$:

$$\alpha_{\text{общ}} = 1,645 \cdot \frac{\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}(\text{г/л})}{\text{Al}_2\text{O}_3(\text{г/л})}.$$

Различают следующие виды щелочи в алюминатных растворах: титруемая, карбонатная, каустическая, сульфатная и общая. Концентрация титруемой щелочи $\text{Na}_2\text{O}_\text{т}$ определяется титрованием раствора соляной кислотой. При этом оттитровывается (определяется) оксид натрия, находящийся в растворе в виде каустика NaOH , алюмината натрия $\text{NaAl}(\text{OH})_4$, соды Na_2CO_3 , силиката натрия Na_2SiO_3 , сульфита натрия Na_2SO_3 и частично фторида натрия NaF и тиосульфата натрия $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$. Карбонатная (углекислая) щелочь $\text{Na}_2\text{O}_\text{у}$ находится в алюминатных растворах в виде соды. Концентрация каустической щелочи $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$ определяется как разность между титруемой щелочью и карбонатной. Сульфатная щелочь $\text{Na}_2\text{O}_\text{с}$ находится в растворе в виде сульфата натрия Na_2SO_4 . $\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}} = \text{Na}_2\text{O}_\text{к} + \text{Na}_2\text{O}_\text{у}$.

На американских глиноземных предприятиях используют весовое отношение оксида алюминия (a) к каустической соде (c) (в пересчете на карбонат натрия): $\frac{a}{c} = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{Na}_2\text{O} \cdot 1,71}, \quad \frac{M[\text{Na}_2\text{CO}_3]}{M[\text{Na}_2\text{O}]} = \frac{106}{62} = 1,71$. Отношение между $\alpha_\text{к}$

и $\frac{a}{c}$ выражается соотношением $\alpha_\text{к} = 0,962 \cdot \frac{c}{a}, \quad \frac{M[\text{Al}_2\text{O}_3]}{M[\text{Na}_2\text{CO}_3]} = \frac{102}{106} = 0,962$,

Многие справочные данные в литературе по химии о растворимости того или иного компонента в щелочно-алюминатных растворах даны в процентах, поэтому для пересчета процентной концентрации раствора на концентрацию в г/л необходимо знать его плотность, тогда содержание Na_2O и Al_2O_3 в г/л рассчитывается по формулам:

$$\text{Na}_2\text{O г/л} = \% \text{Na}_2\text{O} \cdot d \cdot 1000/100;$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 \text{ г/л} = \% \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot d \cdot 1000/100,$$

где d – плотность раствора, г/см³, которая определяется экспериментально или рассчитывается по формуле:

$$d = d_N + 0,009A + 0,0045N_y,$$

где d_N – плотность раствора чистой NaOH, концентрация Na₂O в котором равна содержанию Na₂O_{общ} в алюминатном растворе, %.

A, N_y – концентрация Al₂O₃ и Na₂O_y в алюминатном растворе, %.

Если в растворе соды нет или концентрация ее неизвестна, то последней составляющей пренебрегают:

$$d = d_N + 0,009A.$$

Значение плотности NaOH приводится в любом химическом справочнике. Для практических целей, когда концентрация компонентов алюминатного раствора дана в г/л, удобнее всего плотность определять по следующему уравнению:

$$\rho = \frac{\rho_{\text{NaOH}}}{2} + \sqrt{\left(\frac{\rho_{\text{NaOH}}}{2}\right)^2 + 0,000425C_{\text{Na}_2\text{O}_y} + 0,0009C_{\text{Al}_2\text{O}_3}}$$

Задача: Рассчитать плотность алюминатного раствора следующего химического состава: $\alpha_k = 1,7$; $\alpha_{\text{общ}} = 1,876$; Na₂O_{общ} = 140 г/л.

Решение: $\alpha_{\text{общ}} = 1,645 \cdot \frac{\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}}{\text{Al}_2\text{O}_3}$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = \frac{1,645 \cdot \text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}}{1,876} = 122,76$ г/л;

$$\text{Na}_2\text{O}_k = \frac{\alpha_k \cdot \text{Al}_2\text{O}_3}{1,645} = \frac{1,7 \cdot 122,7}{1,645} = 126,87 \text{ г/л.}$$

Зная, что

$$\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}} = \text{Na}_2\text{O}_k + \text{Na}_2\text{O}_y; \text{Na}_2\text{O}_y = \text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}} - \text{Na}_2\text{O}_k = 140 - 126,87 = 13,13 \text{ г/л.}$$

Плотность раствора, содержащего только каустическую щелочь, определяем методом экстраполяции, используя табличные данные:

Na ₂ O _к	125,1	145,7
ρ_{NaOH}	1,153	1,175

$$\rho_{\text{NaOH}} = 1,153 + \frac{(1,175 - 1,153) \cdot (126,87 - 125,1)}{(145,7 - 125,1)} = 1,1549 \text{ г/см}^3;$$

$$\rho_{\text{Al}} = \frac{\rho_{\text{NaOH}}}{2} + \sqrt{\left(\frac{\rho_{\text{NaOH}}}{2}\right)^2 + 0,000425C_{\text{Na}_2\text{Oy}} + 0,0009C_{\text{Al}_2\text{O}_3}} =$$

$$= \frac{1,1549}{2} + \sqrt{\left(\frac{1,1549}{2}\right)^2 + 0,0009 \cdot 122,76 + 0,000425 \cdot 13,13} = 1,248 \text{ г/см}^3.$$

2.1. Система $\text{Na}_2\text{O}-\text{H}_2\text{O}$ и $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3$

Основным соединением в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{H}_2\text{O}$ является едкий натр – NaOH каустическая щелочь. Это бесцветное, очень гигроскопическое вещество. В противоположность гидроксидам алюминия едкий натр не отщепляет воду даже при нагревании до температуры кипения:

$$T_{\text{пл}} = 318,4 \text{ }^\circ\text{C}, T_{\text{кип}} = 1390 \text{ }^\circ\text{C}$$

Растворимость в воде: при $t = 20 \text{ }^\circ\text{C}$ – 26,8 моль/л, при $t = 150 \text{ }^\circ\text{C}$ – 26,4 моль/л.

Расплавленный едкий натр разъедает стеклянную, фарфоровую, а на воздухе и платиновую посуду, поэтому его плавят в серебряных, никелевых или железных сосудах.

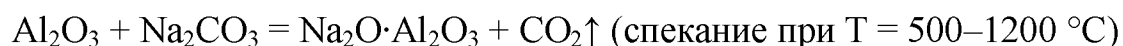
В водных растворах едкий натр почти нацело диссоциирует на Na^+ и OH^- .

В системе $\text{NaOH}-\text{H}_2\text{O}$ по разным источникам существует семь гидроксидов:

$\text{NaOH} \cdot n\text{H}_2\text{O}$, где $n = 7; 5; 4$ (α и β); 3,5; 2,0; 1. Растворение NaOH в воде сопровождается большим выделением тепла – 13,8 кДж/моль.

В системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3$ найдены два соединения: моноалюминат натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$) и высокоглиноземистый алюминат ($\text{Na}_2\text{O} \cdot 11\text{Al}_2\text{O}_3$).

Моноалюминат натрия получается по реакции:



Скорость реакции сильно зависит от температуры, и при температуре выше 850–950 $^\circ\text{C}$ она идет весьма быстро. Скорость реакции зависит также от природы исходного вещества и его дисперсности. Так, гидроксид алюминия

и $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$ взаимодействуют с содой достаточно быстро, а корунд – очень медленно.

Изменение молярной теплоемкости моноалюмината натрия с температурой выражается следующим уравнением:

$$C_p = 30,54 + 12,49 \cdot 10^{-3} \cdot T \text{ [ккал/моль} \cdot ^\circ\text{C]} \text{ или } [4,1858 \cdot \text{кДж/моль} \cdot ^\circ\text{C}]$$

Данное соединение растворяется в воде также с выделением тепла и сопровождается его частичным гидролизом с выпадением гидроксидом алюминия.

2.2. Диаграмма равновесного состояния системы $\text{Na}_2\text{O-Al}_2\text{O}_3\text{-H}_2\text{O}$

Алюминатные растворы, которые получают в производстве глинозема из различного алюминийсодержащего сырья щелочными способами, являются промежуточными продуктами и отличаются от многих других водных растворов своими специфическими свойствами. Данные свойства выражаются в различной степени стойкости их к разложению – выделению в осадок гидроксида алюминия в зависимости от их состава, концентрации и температуры. Стойкость этих растворов оценивается по времени их сохранения без заметного выделения из них гидроксида алюминия.

На практике глиноземного производства важно знать условия, при которых получаемые алюминатные растворы стойки в одних условиях и нестойки в других. Кроме того, интересно знать условия выделения из растворов не только гидроксида алюминия, но и водных алюминатов натрия. Рассмотрим особенности изотерм равновесных алюминатных растворов на примере одной – для 30°C (рис. 2.2).

Равновесное состояние в данной системе изучали многие исследователи, весьма обстоятельно – ученые Фрикке и Юкайтис. По их данным растворы, содержащие не менее 38 % Na_2O , находятся в равновесии с кристаллами алюмината натрия $3\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$.

Все поле диаграммы разбито на шесть областей. Вся область диаграммы выше луча с $\alpha = 1$ является механической смесью кристаллов, раствора

в данной области нет. Растворы, отвечающие по своему составу любой точке ветвей изотермы, являются равновесными с соответствующими кристаллами, т. е. с теми продуктами, которые из них выделяются.

Например, для всех растворов ветви ОВ равновесной твердой фазой будет $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$. Для растворов ветви ВС до концентрации $\text{Na}_2\text{O} = 38 \%$ равновесной фазой будет водный моноалюминат натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$). Растворы на изотерме СF находятся в равновесии с кристаллогидратом 3-натриевого алюмината. Раствор в точке В, где пересекаются две ветви изотермы, находится одновременно в равновесии с $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ и $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$.

ОБЛАСТЬ 1

В этой области все растворы находятся в пределах ОВМО, выше ветви ОВ, пересыщены $\text{Al}(\text{OH})_3$ и самопроизвольно выделяют избыточный гидроксид алюминия (это является основой процесса разложения алюминатных растворов в производстве – декомпозиции). По мере такого разложения состав алюминатного раствора приближается к ветви ОВ, при достижении которой, раствор становится равновесным и выпадение кристаллов прекращается.

Каждому неравновесному раствору в поле ОВМО соответствует определенный состав равновесного раствора на изотерме ОВ, который определяется следующим образом: через любую точку проводится прямая к $\text{Al}(\text{OH})_3$ и продолжается до пересечения с изотермой ОВ.

ОБЛАСТЬ 2 (ОВСF)

Все растворы ниже изотермы ОВСF не насыщены ни гидроксидом алюминия, ни алюминатом натрия. Поэтому и существует возможность растворения в них гидроксида алюминия. Причем состав их изменяется по линии по направлению к $\text{Al}(\text{OH})_3$ до пересечения с ветвью ОВ. При достижении данной изотермы раствор становится равновесным и растворение гидроксида алюминия прекращается (данная область соответствует операции выщелачивания в способе Байера). Чем дальше состав исходного раствора отстоит от ветви ОВ, тем большее количество гидроксида алюминия может

раствориться в единице объема. Аллюминат натрия также растворяется в данных растворах до наступления равновесия на ветви ВС.

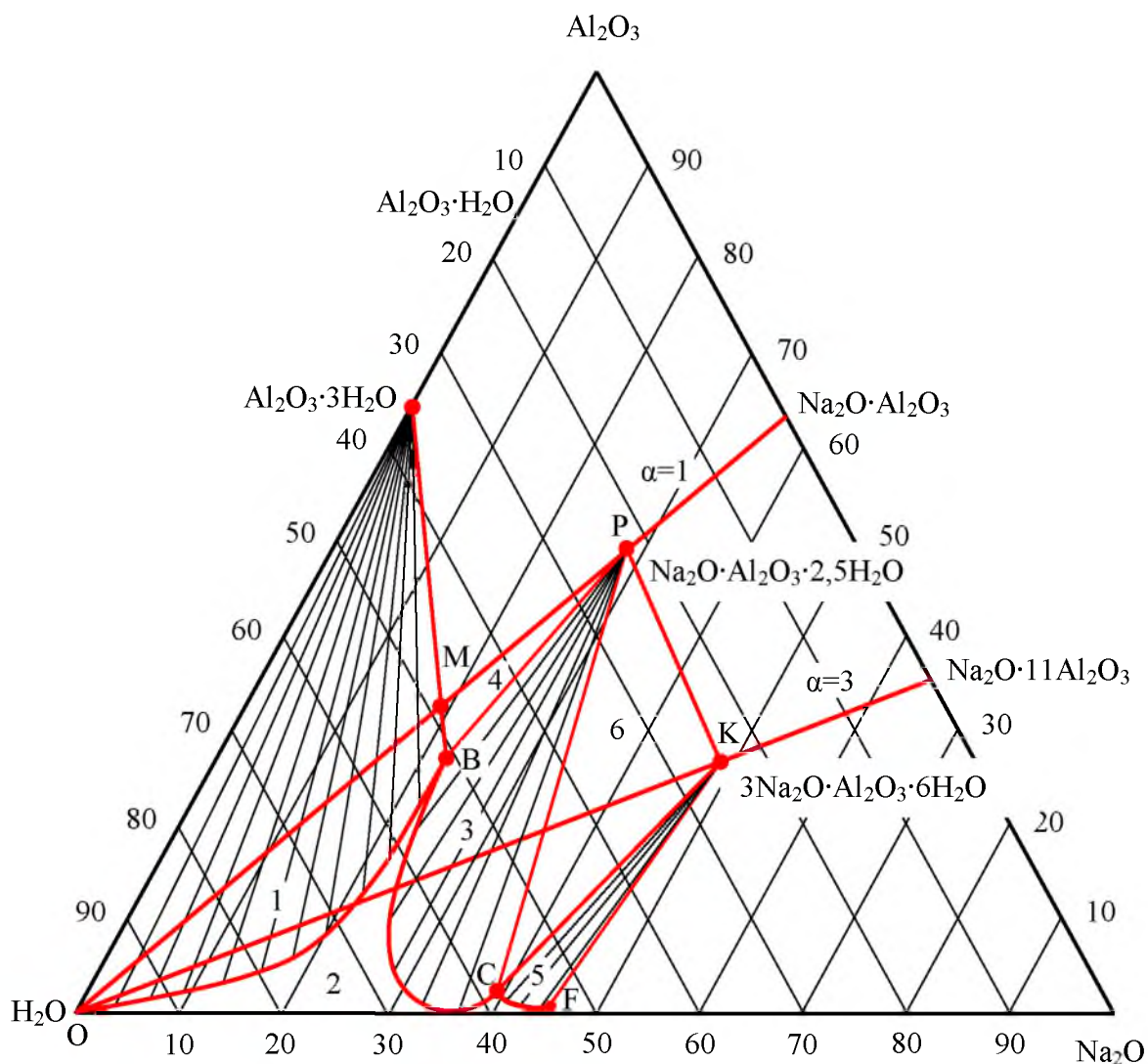


Рис. 2.2. Диаграмма равновесия в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ при $t = 30\text{ }^\circ\text{C}$

ОБЛАСТЬ 3 (ВРС)

Все аллюминатные растворы в данной области пересыщены моноаллюминатом натрия, из них кристаллизуется и выпадает из раствора $\text{Na}_2\text{O}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$, а равновесные растворы располагаются на ветви ВС.

ОБЛАСТЬ 4 (ВМР)

В ней растворы пересыщены гидроксидом алюминия и моноалюминатом натрия, из этих растворов кристаллизуется смесь этих соединений.

ОБЛАСТЬ 5 (CFK)

Растворы пересыщены кристаллогидратом 3-натрия алюмината, который выделяется из растворов до наступления равновесия на изотерме CF.

ОБЛАСТЬ 6 (PKC)

Все растворы пересыщены алюминатами натрия (моно- и кристаллогидратом 3-натрия). Из растворов при кристаллизации выделяется их смесь.

В дальнейшем результаты исследования системы $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ при $t = 60\text{ }^\circ\text{C}$, $95\text{ }^\circ\text{C}$, $150\text{ }^\circ\text{C}$, $200\text{ }^\circ\text{C}$ показали, что изотермы для данных температур имеют такой же вид, как и при температуре $30\text{ }^\circ\text{C}$ (обл. 2, рис. 2.2) и также состоят из двух ветвей, пересекающихся под острым углом, вершина которого показывает максимальную концентрацию Al_2O_3 в равновесном растворе. По мере роста концентрации Na_2O до некоторого предела, зависящего от температуры, в растворе повышается равновесная концентрация Al_2O_3 , и дальнейшее повышение концентрации Na_2O резко снижает растворимость в нем Al_2O_3 . Эта предельная концентрация Na_2O при $t = 30\text{ }^\circ\text{C}$, $60\text{ }^\circ\text{C}$, $95\text{ }^\circ\text{C}$ составляет 20,87 % и несколько больше 26 % для температур $150\text{ }^\circ\text{C}$, $200\text{ }^\circ\text{C}$ (рис 2.3).

Таким образом, растворы при повышенных температурах имеют возможность больше растворять в себе $\text{Al}(\text{OH})_3$, т. е. выше обл. 2 – область пересыщенных растворов.

При $t < 120\text{ }^\circ\text{C}$ равновесной фазой является $\text{Al}(\text{OH})_3$, а при $t > 120\text{ }^\circ\text{C}$ – бемит $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ (AlOOH). Таким образом, в интервале температур $95\text{--}150\text{ }^\circ\text{C}$ в щелочном растворе происходит превращение равновесных кристаллов из гиббсита в бемит, а выше $150\text{ }^\circ\text{C}$ устойчивой фазой является бемит.

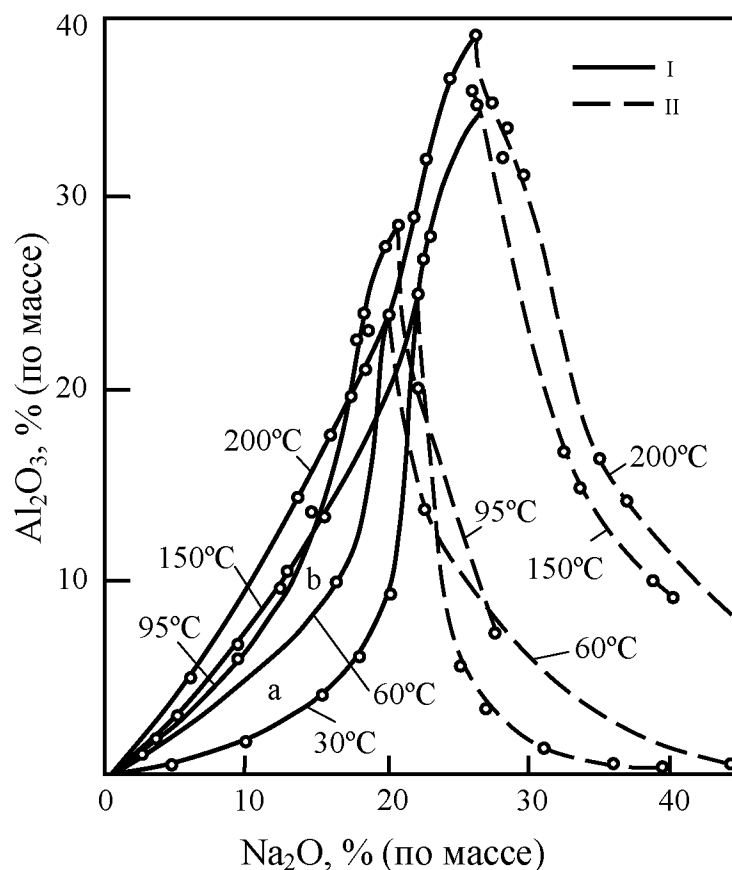


Рис. 2.3. Изотермы равновесия в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ для 30 °С, 60 °С, 95 °С, 150 °С и 200 °С (сплошная линия — с гиббситом и бемитом, штриховая — с алюминатом натрия)

Пересыщенные алюминатные растворы в областях 1, 3, 4 можно приготовить растворением чистого алюминия, алюмогеля или мононатриевого алюмината в растворах едкого натра различных концентраций при любой температуре или растворением $\text{Al}(\text{OH})_3$ в нагретых щелочных растворах с последующим охлаждением.

Труднее приготовить пересыщенные растворы с $\alpha = 1$, т. к. при обычной температуре они не устойчивы и быстро разлагаются с выделением гидроксида. Было установлено, что эти растворы сохраняются долго без разложения при $t = 0^\circ\text{C}$, поэтому их обычно готовят на холоду растворением чистого алюминия в щелочных растворах.

Более стойкими пересыщенными растворами являются растворы в области 1, т. к. они имеют определенный избыток свободной щелочи. Они

характеризуются степенью пересыщения (η) – это отношение концентрации Al_2O_3 в полученном пересыщенном растворе к Al_2O_3 в равновесном растворе:

$$\eta = \frac{[\text{Al}_2\text{O}_3]_{\text{пер}}}{[\text{Al}_2\text{O}_3]_{\text{равн}}} = \frac{[\text{Na}_2\text{O}]_{\text{пер}} \cdot 1,645 \cdot \alpha_{\text{равн}}}{\alpha_{\text{пер}} \cdot \text{Na}_2\text{O} \cdot 1,645} = \frac{\alpha_{\text{равн}}}{\alpha_{\text{пер}}}.$$

Диаграмма равновесных состояний системы $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ помогает решать многие важные вопросы производства глинозема гидрощелочным способом. В частности, с помощью нее можно спрогнозировать изменения, происходящие в этой системе при растворении гидроксида алюминия в щелочных растворах различных концентраций, при разложении пересыщенных щелочно-алюминатных растворов любого состава, при разбавлении или упаривании растворов. Все эти исследования имеют большое значение при разработке технологического режима получения глинозема по общепринятому в мировой практике способу Байера.

2.3. Цикл Байера в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$

В качестве иллюстрации практического применения диаграммы равновесных состояний системы $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ покажем, как изменяется состав алюминатных растворов в цикле Байера (рис. 2.4). В основе способа Байера лежат физико-химические процессы, протекающие в данной системе, а также в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2-\text{H}_2\text{O}$. В случае ввода в процесс выщелачивания бокситов CaO необходимо учитывать взаимодействие и в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{H}_2\text{O}$. Первая система определяет области возможности изменения концентраций и каустических модулей раствора на каждом переделе способа Байера.

В системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2-\text{H}_2\text{O}$ во всем диапазоне изменения технологических параметров способа Байера устойчивым соединением является гидроалюмосиликат натрия (ГАСН), а в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{CaO}-\text{SiO}_2-\text{H}_2\text{O}$ – гидрогранат кальция (алюминиевый, алюможелезистый и железистый). Таким образом, окончательный выбор технологических параметров процесса производства по способу Байера определяется системой

$\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$. Как известно, цикл Байера начинается с выщелачивания боксита щелочно-алюминатным раствором с большим избытком свободной щелочи. Необходимая концентрация раствора определяется главным образом минералогическим составом исходного боксита и температурой выщелачивания.

При производстве глинозема по способу Байера щелочно-алюминатные растворы проходят следующие пределы технологического цикла: выщелачивание → разбавление → отделение и промывка красного шлама → декомпозиция → выпарка.

Все процессы разбавления и упаривания полученных растворов в изученной системе идут с постоянным модулем раствора (т. е. по лучу постоянного каустического значения). Причем на диаграмме равновесного состояния $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ разбавление по лучу идет влево, а упаривание растворов – вправо.

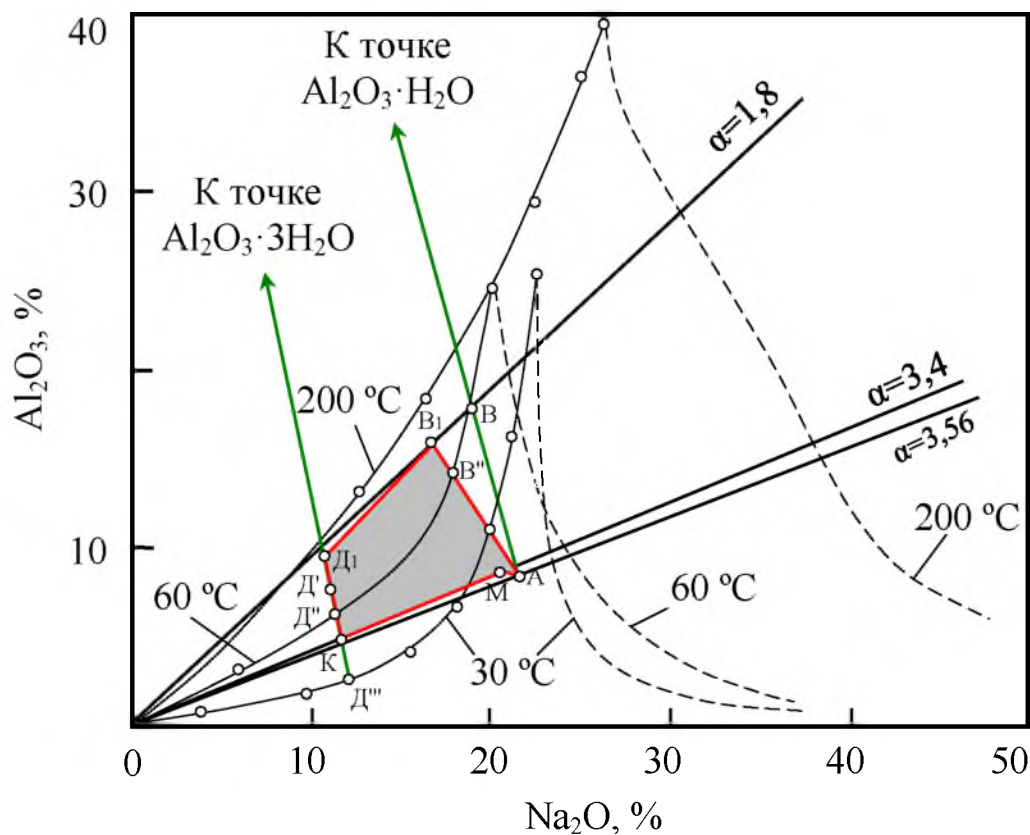


Рис. 2.4. Цикл Байера в системе $\text{Na}_2\text{O} - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{H}_2\text{O}$

2.3.1. Линия выщелачивания

Выщелачивание боксита осуществляется раствором с большим избытком свободной щелочи ($\alpha_k = 3,5-4,1$). Необходимая концентрация раствора определяется главным образом исходя из минералогического состава боксита и температуры выщелачивания. Диаспоровые и диаспор-бемитовые бокситы выщелачиваются крепкими растворами с концентрацией $\text{Na}_2\text{O} = 290-310$ г/л при $T = 220-230$ °С, такому раствору на диаграмме соответствует т. А. Каустическое отношение раствора к концу выщелачивания понижается до 1,8, и точка пересечения луча, направленного при выщелачивании к AlOOH с линией каустического модуля, дает нам верхний предел выщелачивания – точку В. На практике данная точка смещена влево – B_1 . Это объясняется потерей полезных компонентов при выщелачивании с ГАСНом и также за счет разбавления раствора конденсатом острого пара при контактном способе нагрева пульпы. Таким образом линия выщелачивания проходит через точки А– B_1 и показывает, что во время выщелачивания уменьшается каустическое отношение раствора за счет насыщения его глиноземом, и в точке B_1 он становится ненасыщенным по отношению к соответствующей высокотемпературной изотерме растворимости и имеет каустический модуль, равный 1,8 единицы. Предельный модуль раствора в данном случае равняется 1,45 единицы, но на практике выщелачивание бокситов до таких модулей не ведут в связи с обеспечением необходимой стойкости раствора при разбавлении и отделении красного шлама.

2.3.2. Линия разбавления

Автоклавная пульпа после выщелачивания охлаждается до 95 °С, разбавляется 1-й промводой от промывки красного шлама и по лучу каустического модуля опускается до точки D_1 (при разбавлении происходит небольшой гидролиз раствора и модуль раствора увеличивается до 1,81). Специальная операция разбавления автоклавной пульпы нужна только на тех заводах, где бокситы выщелачиваются крепкими растворами. Из представленного рисунка видно, что разбавление отдаляет раствор от

равновесного состояния, т. е. делает его более пересыщенным гиббситом, что в дальнейшем создает более благоприятные условия для его разложения. Наиболее удаленными от изотерм растворимости гиббсита при температурах 60 °С и 40 °С являются щелочно-алюминатные растворы с содержанием $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$ не более 130–145 г/л. Разбавление раствора уменьшает вязкость пульпы и способствует сгущению красного шлама при температуре не ниже 95 °С. Разбавленные растворы отделяются от красного шлама в сгустителях.

2.3.3. Линия декомпозиции

После отделения от красного шлама, алюминатный раствор охлаждают и направляют на операцию декомпозиции. Линия декомпозиции строится следующим образом: проводится линия через точку D_1 в направлении к $\text{Al}(\text{OH})_3$ на диаграмме, продолжение данной линии в другую сторону до пересечения с изотермой соответствующей температуры и будет линией декомпозиции, т. е. пересечением с точкой D'' ($t = 60$ °С) и D''' ($t = 30$ °С). До D''' обычно процесс не ведут, т. к. степень разложения раствора уже существенно не увеличивается.

Процесс декомпозиции обычно заканчивается в точке К на пересечении линии разложения раствора с лучом исходного каустического модуля раствора 3,9. Полученный при этом раствор называют маточным. По своему каустическому модулю он соответствует исходному оборотному раствору. Для ускорения процесса разложения алюминатный раствор перед декомпозицией предварительно смешивают с затравочной пульпой, которая содержит до 12 % маточного раствора, что в конечном счете несколько повышает модуль алюминатного раствора, и в первых головных декомпозициях он может достигнуть величины 1,9–2,1. Для пересыщения раствора по гидроксиду алюминия его с 95°С охлаждают до температуры 70–55 °С. Конечная температура процесса разложения щелочно-алюминатного раствора поддерживается в пределах 50–40 °С.

В общем виде декомпозиция (с затравкой) описывается следующим выражением: $x\text{Al}(\text{OH})_3 + \text{NaAl}(\text{OH})_4 \rightarrow (x+1)\text{Al}(\text{OH})_3 + \text{NaOH}$.

Выход Al_2O_3 при декомпозиции (процентное разложение раствора при декомпозиции) определяется по формуле

$$\eta = \left(\frac{\alpha_{\text{кон}} - \alpha_{\text{нач}}}{\alpha_{\text{кон}}} \right) \cdot 100\%.$$

Скорость выделения гидроксида алюминия из щелочно-алюминатного раствора убывает по мере приближения его состава к равновесному. Учитывая это, раствор разлагают на 45–53 %, так как дальнейшее более глубокое разложение требует значительного увеличения продолжительности процесса и экономически не оправдано.

При декомпозиции раствор остается все время пересыщенным по отношению к равновесной концентрации Al_2O_3 при 30 °С.

2.3.4. Линия выпарки

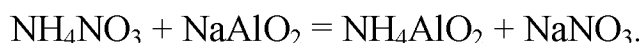
Для построения этой линии важно знать, что при выпаривании изменяется только концентрация раствора, а каустический модуль его остается постоянным. При выпарке удаляется привнесенная в систему вода (при разбавлении) до концентрации Na_2O_k в оборотном растворе ≈ 290 г/л. Всегда в конце выпарки к оборотному раствору добавляют небольшое количество каустика для возмещения всех потерь щелочи (точка М), и цикл процесса Байера замыкается в точка А.

2.4. Строение и природа щелочно-алюминатных растворов

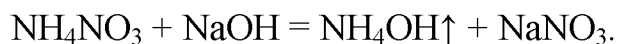
Строение щелочно-алюминатных растворов составляет одну из важнейших проблем в теории производства глинозема щелочными способами. Отсутствие единого взгляда на природу и строение алюминатных растворов вызвано сложностью их поведения и противоречивостью многочисленных опытных данных. За последние 60 лет неоднократно предпринимались попытки создать теорию строения щелочно-алюминатных растворов и объяснить их поведение в различных условиях. Было установлено, что состояние алюминатных растворов и их поведение отражают закономерности, свойственные как истинным, так и коллоидным системам. Поэтому возникло

несколько теорий строения алюминатного раствора: 1) коллоидная; 2) смешанная; 3) теория ионных растворов; 4) комплексно-полимерная.

Теория коллоидных растворов была сформулирована еще в 1913 году учеными Стюартом и Ингрехом. Они не допускали химического взаимодействия между алюминием и щелочью, т. е. не допускали образования соединений типа $\text{NaAl}(\text{OH})_4$ или NaAlO_2 . Алюминатный раствор представляли как золь гидроксида алюминия в щелочи. Химическое взаимодействие щелочи с гидроксидом алюминия допускалось в очень незначительной степени. Если бы в алюминатном растворе было химическое соединение типа $\text{NaAl}(\text{OH})_4$ или NaAlO_2 и в этот раствор заливался азотнокислый алюминий, то из раствора выделился бы гидроксид алюминия, на образование которого тратилось бы определенное количество NH_4NO_3 по реакции



Но по эксперименту это молярное соотношение не выдерживалось, и Стюарт и Ингрех пришли к выводу, что соединения NH_4AlO_2 нет, т.е. раствор коллоидный и в щелочи плавают частички (золя) $\text{Al}(\text{OH})_3$. Позднее, после того как доказали присутствие ионов типа $\text{Al}(\text{OH})_4^-$, AlO_2^- , $\text{AlO}(\text{OH})_2^-$, объяснили ошибку этой теории:



Модуль раствора уменьшается и происходит его гидролиз



Смешанная теория, в основе которой лежат опыты Фрикке, допускает, что в щелочном растворе находится $\text{NaAl}(\text{OH})_4$, который диссоциирует с образованием алюминатных ионов



в растворе также присутствуют частички гидроксида алюминия коллоидных размеров (10^{-5} – 10^{-7}).

Позднее В.Д. Пономарев выдвинул следующую версию смешанной теории: если представить себе кристалл гидроксида алюминия, то идеальных кристаллов не бывает, в них всегда есть трещины, количество их может

увеличиваться в процессе обработки с образованием мельчайших частиц. Схематично это выглядит так:

Грубая дисперсия → коллоидная дисперсия → молекулярная дисперсия

Процесс разложения раствора идет по этому же пути, только в обратном направлении: обломок кристалла сразу же обрastaет компонентами алюминатного раствора (см. рис. 2.5).

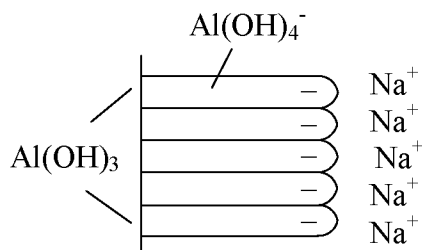


Рис. 2.5. Ионное взаимодействие в растворе

Получаем мицеллу с двойным слоем. Мицелла (новолат. *micella*, от лат. *mīsa* – крошечка) – частица дисперсной фазы золя, окруженная слоем молекул или ионов дисперсионной среды. Но обычно при колебании положительная оболочка ионов натрия отстает, и частичка заряжается отрицательно (ионы алюмината натрия).

Одноименные отрицательные частички не дают друг другу сцепляться. Поэтому процесс разложения раствора – это как бы коагуляция, т. е. процесс снятия заряда с поверхности и слипание. Размер частиц – 10^{-5} – 10^{-7} см, т. е. подтверждено, что в растворе есть коллоидные и ионные образования. Наличие ионов было установлено путем электролиза раствора с применением ионообменных мембран.

Ионная теория. Алюминатный раствор представляет собой истинный (ионный) раствор, в котором подавляющая часть алюминия находится в форме алюмината натрия. Золь гидроксида алюминия может присутствовать в растворе в незначительном количестве. Такой взгляд на природу алюминатных растворов наиболее распространен в настоящее время.

Для изучения природы строения алюминатных растворов были определены их физические свойства по сравнению с веществами, о которых

известно, что они дают истинные растворы (это растворы NaOH и Na₂CO₃) – постоянные спутники заводских алюминатных растворов (рис. 2.6).

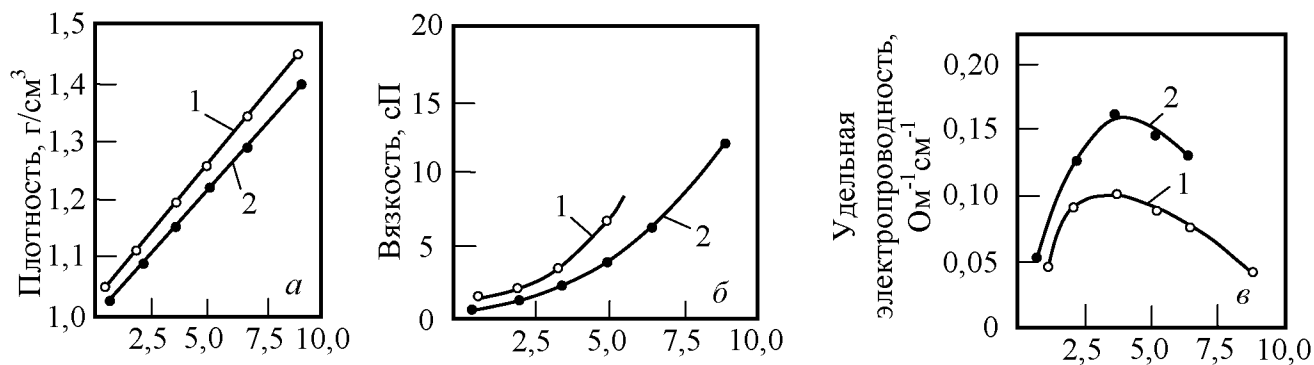


Рис. 2.6. Изменение плотности (а), вязкости (б) и удельной электропроводности (в) в зависимости от концентрации Na₂O_{связ} при Na₂O_{общ}/Na₂O_{связ} = const: 1 – алюминатный раствор; 2 – содощелочной раствор

Исследования показали сходство строения алюминатных и щелочно-содовых растворов, что подтверждает истинную природу алюминатных растворов. Наблюдения под ультрамикроскопом алюминатных растворов показали, что в свежем виде они практически пусты. Частицы размером в ультрамикроны, появляющиеся в момент начала разложения раствора, постепенно укрупняются в микро- и далее в макро-частицы кристаллического гидроксида, выделяющегося из раствора. Это наблюдение также подтверждает ионную природу алюминатных растворов. Был исследован диализ раствора, и выдвинуто предположение, что если Al₂O₃ содержится в алюминатном растворе в виде золя гидроксида, то через полупроницаемую мембрану диализатора будет проходить только щелочь и сода, а золь Al(OH)₃ останется по другую ее сторону. При ионном строении алюминатных растворов вместе со щелочью и содой будет проходить Al₂O₃ в виде алюмината. Анализами растворов до и после опыта было установлено, что в результате диализа в растворе постепенно нарастает содержание не только NaOH и Na₂CO₃, но и Al₂O₃.

При изучении алюминатных растворов с модулем от 1,4 до 1,6 были проведены следующие физические исследования данных пересыщенных растворов – замерены вязкость и удельный вес данных растворов в течение 12–

14 часов (от начала приготовления до начала выделения из данных растворов гидроксида алюминия) (см. рис. 2.7). Было установлено, что вязкость и удельный вес алюминатных растворов в течение всего времени постоянно меняются – растут и падают периодически до тех пор, пока не достигнут своей наибольшей величины, а затем резко начинают падать, что отвечает по времени началу выделения гидроксида алюминия.

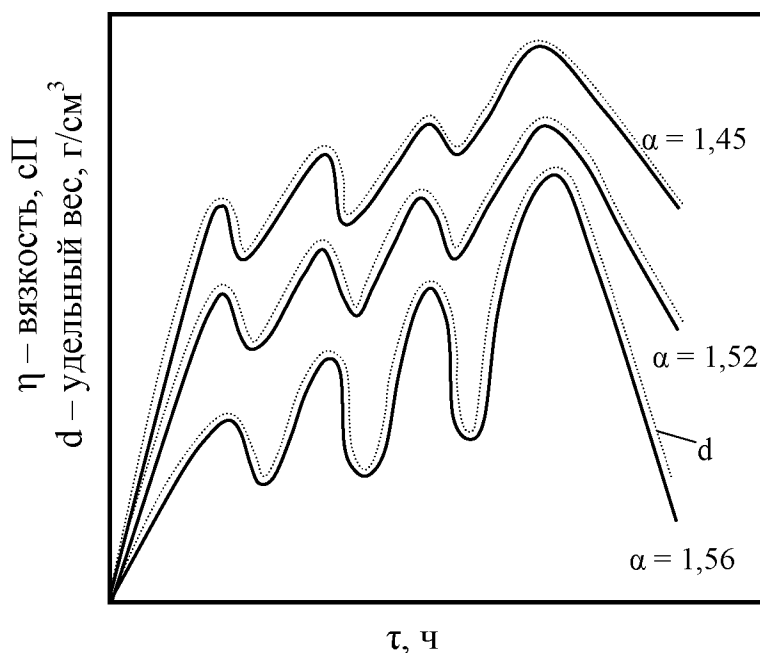
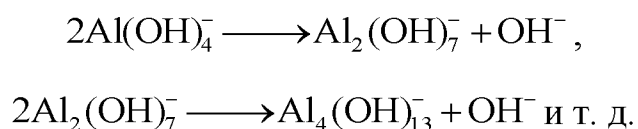


Рис. 2.7. Изменение физических свойств щелочно-алюминатных растворов во времени

Периодическое изменение вязкости и удельного веса алюминатных растворов указывает на изменение их строения во времени, т. е. размеры растворенных частиц периодически увеличиваются и уменьшаются, что приводит к периодическому увеличению не только вязкости, но и их объемов, т.е. удельного веса.

Таким образом, было высказано предположение, что образованию высоких полимеров предшествует периодический распад их на более мелкие, которые после этого вновь полимеризуются в более крупные:



При изучении зависимости электропроводности и вязкости щелочно-алюминатных растворов от концентрации алюминатного раствора при температуре 30 °С и 50 °С, были также получены кривые с перегибами (см. рис. 2.8):

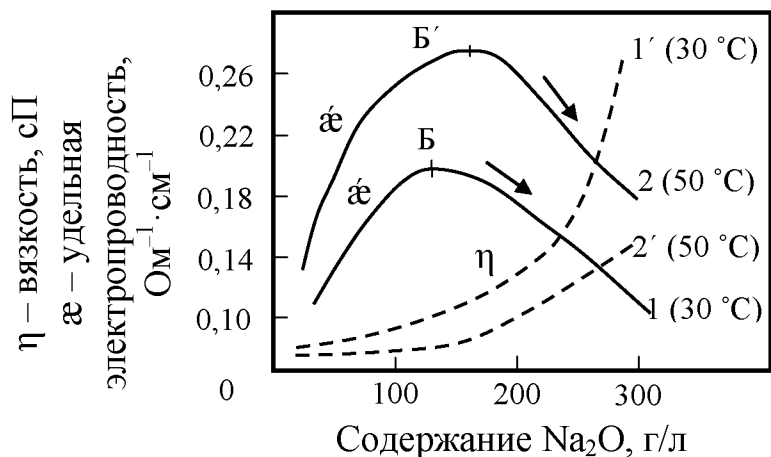
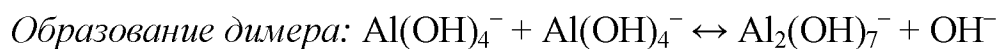


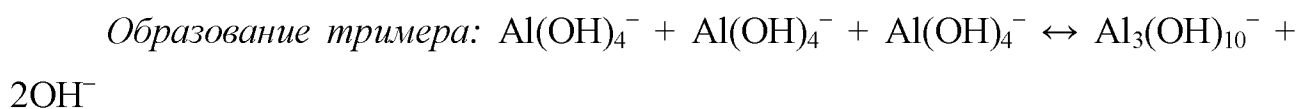
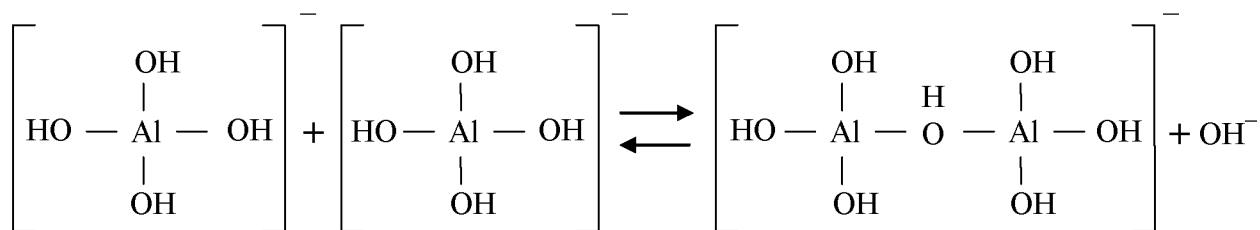
Рис. 2.8. Изменение удельной электропроводности и вязкости щелочно-алюминатных растворов в зависимости от концентрации Na_2O : 1, 2 – электропроводность алюминатного раствора с $\alpha = 2,4$; 1', 2' – вязкость алюминатного раствора с $\alpha = 2,4$

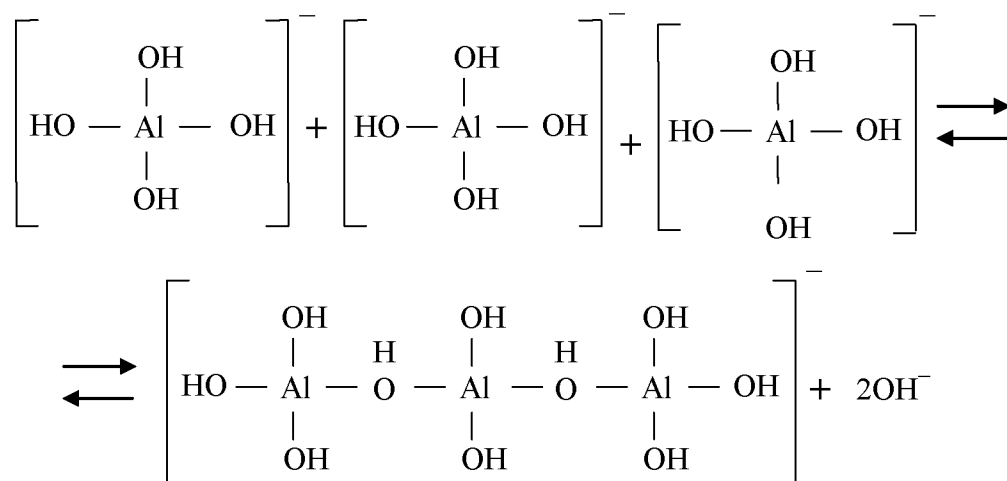
Понижение электропроводности алюминатного раствора при повышении концентрации Na_2O в растворе объясняется дегидратацией алюминат-иона, обусловленной их полимеризацией (доказательством служит увеличение вязкости раствора).

Процесс полимеризации происходит без изменения координационного числа алюминия с образованием димеров, тримеров и т.д.



При этом не изменяется знак и число заряда:





или в общем виде: $n\text{Al}(\text{OH})_4^{-} \leftrightarrow \text{Al}_n(\text{OH})_{3n+1}^{-} + (n-1)\text{OH}^{-}$.

Предложенная схема учитывает объединение ионов алюминия путем образования мостиков $-\text{Al}-\text{O}-\text{Al}-$, наличие которых было подтверждено ИК-спектроскопическим анализом алюминатных растворов.

С повышением температуры реакция полимеризации сдвигается в сторону больших концентраций гидроксил-ионов (точки Б и Б', рис. 1.27), т. е. для ускорения процесса полимеризации нужно снизить температуру.

Дальнейшее фундаментальное изучение строения щелочно-алюминатных растворов, выполненное С. И. Кузнецовым, позволило рассчитать концентрационную константу равновесия реакции:



по формуле:

$$K_C = \frac{m_{\text{Al}(\text{OH})_4^{-}}}{m_{\text{OH}^{-}}},$$

где m – количество грамм-ионов на 100 г H_2O .

Исходными для этих расчетов были взяты составы равновесных растворов в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$ при температурах 30 °С, 60 °С и 95 °С. Построены кривые зависимости $\lg K_C$ от содержания Na_2O в равновесном растворе (рис. 2.9).

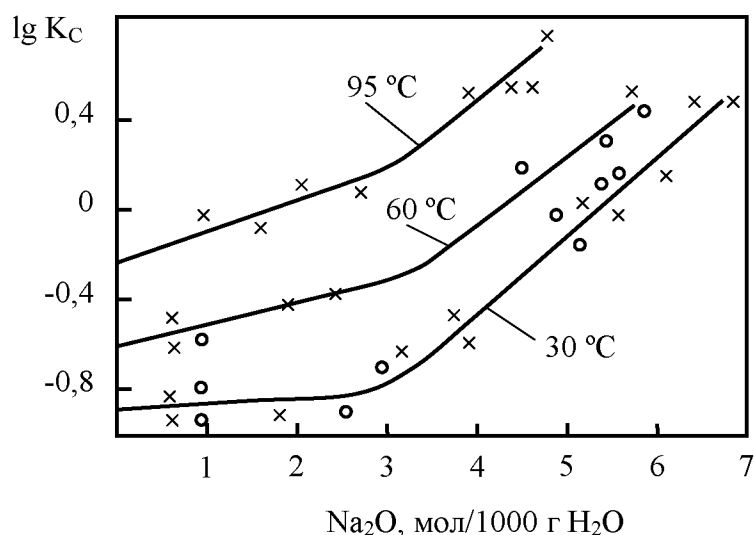


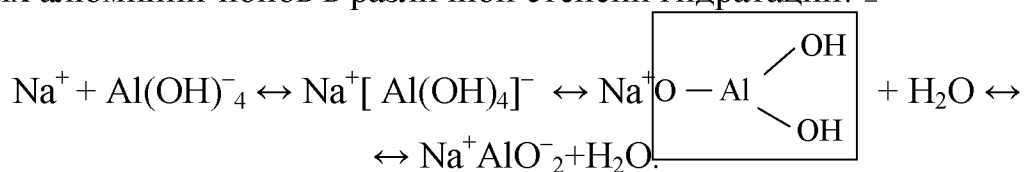
Рис. 2.9. Кривые зависимости $\lg K_c$ от содержания Na_2O в равновесном растворе

На диаграмме видно, что с ростом концентрации щелочи на кривой появляются изгибы, которые свидетельствуют о различии в строении концентрированных и разбавленных алюминатных растворов. В разбавленных растворах до изгиба на кривых устойчивым анионом по С. И. Кузнецову является $\text{Al}(\text{OH})_4^-$, а в концентрированных – $\text{AlO}(\text{OH})_2^-$.

Дегидратация идет по реакции: $\text{Al}(\text{OH})_4^- \leftrightarrow \text{AlO}(\text{OH})_2^- + \text{H}_2\text{O}$,

полимеризация идет по реакции: $m\text{AlO}(\text{OH})_2^- = [\text{AlO}(\text{OH})_2]_m^{m-1}$.

Термодинамические исследования, проведенные позднее Н. С. Мальцевым и др., показали строение алюминатных растворов, полученных через определение их теплоемкости. Мальцев и др. установили уменьшение теплоемкости раствора при добавлении алюминия к щелочному раствору и объяснили это образованием полимеров, комплексных ионов или мономерных алюминий-ионов в различной степени гидратации: –



Это равновесие сдвигается вправо с ростом концентрации растворов.

Таким образом, анализируя многочисленные данные по теории строения алюминатных растворов, основные взгляды и направления в настоящий момент можно свести к следующему:

1) в алюминатных стабильных, ненасыщенных высокощелочных растворах слабых и средних концентраций по Al_2O_3 существует анион $\text{Al}(\text{OH})_4^-$;

2) с повышением концентрации стабильных растворов по Al_2O_3 уменьшается концентрация ионов $\text{Al}(\text{OH})_4^-$ и увеличивается концентрация сначала частично дегидратированных анионов $[\text{AlO}(\text{OH})_2]^-$ или $\text{Al}_2\text{O}(\text{OH})_6^{2-}$, а затем и полностью дегидратированных ионов AlO_2^- ;

3) в алюминатных метастабильных пересыщенных растворах наряду с $\text{Al}(\text{OH})_4^-$ существуют полимерные многоядерные анионы (ассоциаты) типа $[\text{Al}(\text{OH})_4]_n(\text{OH})_2^{(n+2)-}$ или $\text{Al}_n(\text{OH})_{3n+1}^-$.

С повышением щелочности в таких растворах увеличивается доля ионов $\text{Al}(\text{OH})_4^-$.

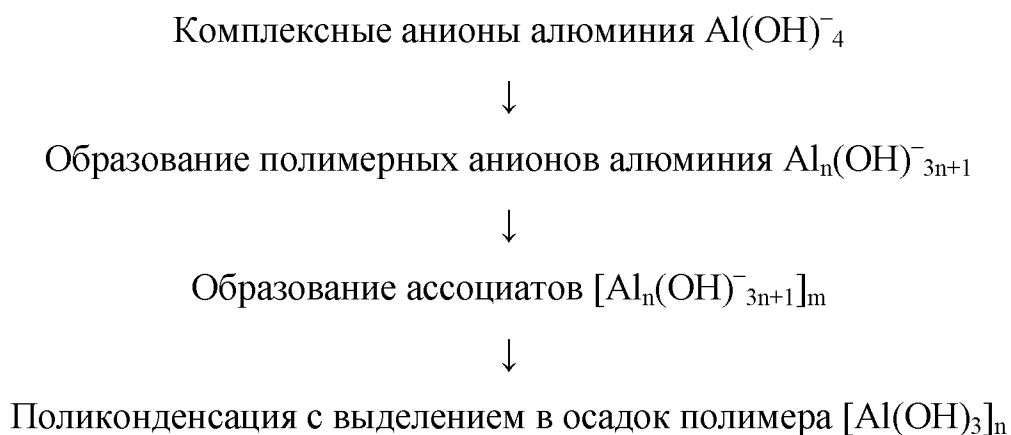
Комплексно-полимерная теория строения алюминатных растворов была сформулирована Л. П. Ни и Л. Г. Романовым в середине 80 годов прошлого столетия. Молекулы полимерных веществ в разбавленных растворах не связаны между собой и ведут себя вполне самостоятельно. В концентрированных растворах, когда вероятность столкновения молекул достаточно велика, они могут взаимодействовать с образованием ассоциатов. Однако эти ассоциаты не обладают достаточной протяженностью и не могут считаться самостоятельной фазой.

Кроме того, ассоциаты в отличие от мицелл, существуют не постоянно, а возникают то в одном, то в другом месте. На их поведение очень влияет температура: с ее повышением тепловое движение увеличивается, и это ведет к разрушению ассоциатов.

При увеличении концентрации растворов или понижении температуры размер и время существования ассоциатов макромолекул увеличивается. Это приводит к тому, что ассоциаты достигают таких размеров, что могут

рассматриваться как зародыши новой фазы, которые способствуют выделению полимера из раствора.

Дальнейший рост кристалла гидроксида алюминия протекает по механизму, характерному для высокомолекулярных веществ, и заканчивается выделением полимерного соединения $[\text{Al}(\text{OH})_3]_n$:



При каустическом модуле щелочно-алюминатного раствора около 4 ед. все гидроксильные ионы будут связаны в $\text{Al}(\text{OH})_4^-$, и в данных растворах может раствориться значительное количество глинозема из бокситового сырья – на этом основан способ Байера.

Для перевода глинозема в жидкую фазу в растворе должно находиться некоторое избыточное содержание ионов OH^- , которые образуются в результате полимеризации:



Таким образом, выщелачивание глинозема сопровождается образованием полимерных групп. При этом, чем ниже каустический модуль раствора после выщелачивания, тем больше количество полимерных ионов в растворе и выше степень их полимеризации. Отсюда становится понятным, почему растворы с низким каустическим модулем являются крайне неустойчивыми.

На практике алюминатные растворы после выщелачивания хотя и имеют низкий каустический модуль (1,6–1,7) обычно остаются достаточно стабильными. Это объясняется значительной вязкостью концентрированных растворов ($\text{Na}_2\text{O} = 260\text{--}300$ г/л), что препятствует объединению полимерных

ионов в более крупные группировки (ассоциаты). Таким образом, в дальнейшем предусматривается процесс разбавления, и тогда увеличивается подвижность полимерных ионов и вероятность образования ассоциатов. Вот почему наименее стойкими являются щелочно-алюминатные растворы с концентрацией Na_2O , равной 90–130 г/л.

Большее снижение концентрации раствора приводит к повышению его устойчивости за счет малой вероятности образования ассоциатов в единице объема.

Что касается температурной зависимости устойчивости алюминатных растворов, она также хорошо объясняется с позиции образования полимерных группировок. Из химии полимеров известно, что с повышением температуры реакция полимеризации затрудняется, что приводит к разрушению полимерных группировок. Этим можно объяснить повышенную устойчивость алюминатных растворов при $T = 90\text{ }^{\circ}\text{C}$ и выше. При снижении температуры ниже $20\text{ }^{\circ}\text{C}$ устойчивость растворов также увеличивается за счет резкого возрастания их вязкости.

2.5. Кремнийсодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании

Содержание оксида кремния в бокситах колеблется в широких пределах в зависимости от кремневого модуля. Кремнезем в бокситах находится в свободном и связанном видах. К кремнийсодержащим минералам боксита относятся гидроксиды и оксиды кремнезема (опал, халцедон, α -кварц), а также различные алюмосиликаты и силикаты (каолиновые минералы и родственные им серпентины, хлориты, слюды, лейкоцит и др. минералы). По реакционной способности растворения в щелочно-алюминатных растворах кремнеземсодержащие минералы можно расположить следующим образом: гидрогель кремнезема \rightarrow минерал опал \rightarrow каолиновые минералы \rightarrow кварц.

Гидрогель кремнезема представляет собой ансамбль слипшихся частичек, состоящих из неправильно упакованных кремнекислородных

тетраэдров. Наиболее реакционной является альбитовая кремнекислота с содержанием SiO_2 в ней 90 %. Менее активна одноводная метакремниевая кислота с содержанием $\text{SiO}_2 = 77$ %. Оставшаяся вода (23 %) находится в ультрапорах данного минерала и экранирует поверхность геля.

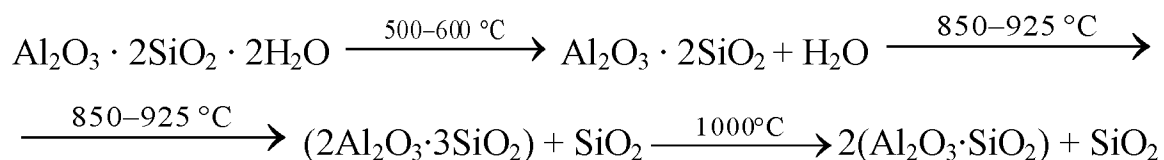
Опал встречается в природе в виде коллоидного минерала и является гидратированным кремнеземом: $\text{SiO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$. Облик кристаллов: опал обычно представляет собой стеклообразную массу. Содержание H_2O в минерале колеблется от 1 % до 34 %. Кроме того, опал как коллоид поглощает в себе другие соединения, которые придают ему различный цвет (от голубого до желтого). Плотность – $4,2 \text{ г/см}^3$, твердость 5,0–5,5. С алюминатными растворами скрытокристаллические разновидности оксида кремния – опал и халцедон – взаимодействуют при повышенных температурах, с образованием гидроалюмосиликата натрия.

Каолинит – основной кремнеземсодержащий минерал бокситов $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$. К его группе относится также диккит и накрит.

Облик кристаллов: отличается большим разнообразием морфологических типов – от строгих гексагональных очертаний до рыхлых чешуйчатых агрегатов аморфных и скрытокристаллических форм. Часто кристаллы каолинита окаймлены пленкой гидроксида железа. Под электронным микроскопом кристаллы каолинита представлены хорошо выраженной псевдогексагональной формой, так и в виде плохо окристаллизованных зерен. В бокситах он обычно находится в тесном прорастании с гиббситом или бемитом. Плотность – $4,2 \text{ г/см}^3$, твердость – 5,0–5,5. Химический состав хорошо согласуется с теоретическим отношением $\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2:\text{H}_2\text{O} = 1:2:2$ и составляет: $\text{Al}_2\text{O}_3 = 39,8$ %, $\text{SiO}_2 = 46,3$ %, $\text{H}_2\text{O} = 13,9$ %.

Кривые нагревания данного минерала имеют два эндотермических эффекта в области от 400 до 600 °С и один экзотермический при 900 °С. У минералов с неупорядочной структурой появляется еще один эндотермический эффект при 100–200 °С.

При этом при нагревании происходят следующие превращения:



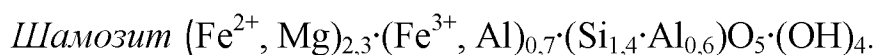
Каолинит при нагревании превращается в метаканолинит, затем в кремниевую шпинель, конечным продуктом является муллит с кристаллоболитом.

Каолинит и минералы его группы взаимодействуют со щелочно-алюминатными растворами с образованием гидроалюмосиликата натрия. Интенсивность его растворения зависит от концентрации щелочно-алюминатного раствора и его температуры. Так, при повышении содержания Na_2O со 120 г/л до 220 г/л при температуре процесса 105 °С происходит полностью растворение каолинита. Снижение температуры алюминатного раствора до 70 °С по сравнению со 105 °С приводит к резкому снижению растворимости минерала. В условиях гидрохимического способа Байера каолиновые минералы разлагаются полностью в первую очередь.

Кварц – оксид кремния обычно входит в состав бокситов в виде α -модификации: $\alpha\text{-SiO}_2$. Содержание его в боксите переменное и колеблется от 3 % до 11 %. Облик кристаллов столбчатый или шестоватый. В бокситах часто представлен угловатыми зернами. Плотность – 4,2 г/см³, твердость – 5,0–5,5. Химический состав – 100 % SiO_2 . Кривая нагревания характеризуется одним эндотермическим эффектом при $t = 570\text{ }^\circ\text{C}$. При этом наблюдаются полиморфные превращения $\alpha\text{-SiO}_2$ в высокотемпературную гексагональную β -модификацию, которые легко идентифицируются по ИК-спектрам.

О поведении оксида кремния в щелочных растворах имеются противоречивые сведения. В частности, авторы Ф.Ф. Вольф и О.И. Пудовкина считают, что $\alpha\text{-SiO}_2$ не растворяется в крепких щелочно-алюминатных растворах с концентрацией Na_2O , равной 300 г/л и каустическим модулем раствора, равном 4–7 единиц. По данным других исследователей, при достаточно тонком измельчении растворимость кварца не уступает

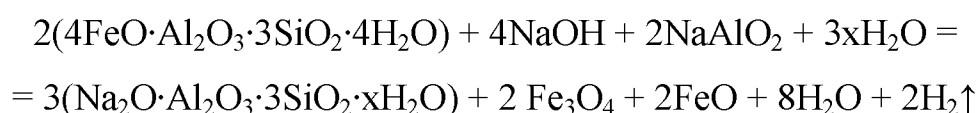
растворимости геля кремнекислоты. Впоследствии с помощью электронной микроскопии авторы С. И. Кузнецов и др. показали, что отдельные кристаллы α -SiO₂ растворяются в щелочных растворах уже при 100 °С. Таким образом, кварц в условиях гидрохимического способа Байера является активным компонентом. При повышенных температурах (220–230 °С) при автоклавном выщелачивании бокситов кварц растворяется полностью.



Данный минерал относится к группе слоистых алюмосиликатов. Часто под термином «шамозит» подразумевается железистый хлорит. В глиноземсодержащем сырье он также является основным кремнеземсодержащим минералом боксита. Наиболее часто встречается в месторождениях бокситов СУБРа, Тимана и ЮУБРа. Облик кристаллов мелкочешуйчатый, нередко скрытокристаллический и тонкодисперсный. Плотность – 4,2 г/см³, твердость – 5,0–5,5. Химический состав шамозитов очень непостоянен. Встречаются шамозиты с преобладанием двух и трех валентного железа.

Пределы содержания основных оксидов в них колеблются: SiO₂ = 18–33 %, Al₂O₃ = 20–30 %, Fe₂O₃ = 1–18 %, FeO = 2–39 %, MgO = 0,6–6,5 %, H₂O = 7–11 %.

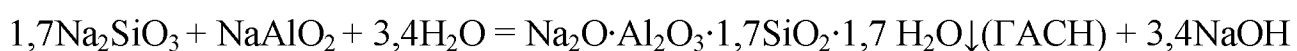
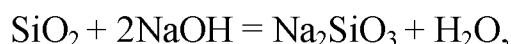
Экспериментально было установлено, что в алюминатных растворах в процессе Байера растворимость шамозита зависит от его химического и минералогического состава. Шамозит, содержащий FeO < 1 %, уже при 95 °С растворяется за четыре часа на 96 %, а с FeO около 11,5 % при тех же условиях растворяется на 25–35 %. Шамозит взаимодействует с NaOH по следующей химической реакции:



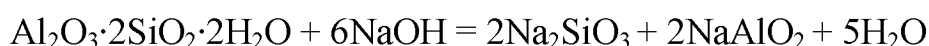
Эта реакция может быть одной из причин повышения давления в автоклавах и появления в растворах двухвалентного железа. Было установлено, что при переработке нового вида сырья – Тиманских бокситов на

Уральских алюминиевых заводах – резко увеличилось количество сдувок в автоклавных батареях, что также подтверждает версию разложения шамозитов и хлоритов при выщелачивании. Следует отметить, что выделение водорода при прохождении данной реакции может быть опасно.

Как уже отмечалось ранее, кремний представлен в бокситах аморфным кремнеземом, кварцем, каолинитом и хлоритами. Кремнезем в общем виде взаимодействует со щелочными и алюминатными растворами по упрощенной реакции:



Каолинит в щелочных и алюминатных растворах разлагается с переходом в раствор его составляющих по следующей реакции:



с последующим осаждением из раствора гидроалюмосиликата натрия (рис. 2.10).

Процесс превращения кремнезема боксита в ГАСН протекает в две стадии:

- 1) растворение кремнезема в щелочно-алюминатном растворе;
- 2) кристаллизация ГАСНа из раствора.

Растворимость ГАСНа с увеличением температуры понижается, по этой причине алюмосиликатные растворы лучше и глубже обескремниваются при проведении процесса при температурах 150–170 °С.

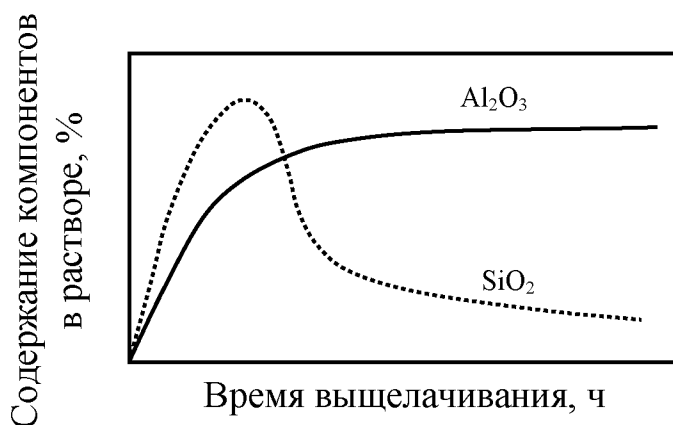


Рис. 2.10. Изменение содержания Al_2O_3 и SiO_2 в растворе при выщелачивании боксита

Большинство исследователей считает, что химический состав выделяющегося ГАСН непостоянен, зависит от температуры, состава и концентрации алюминатного раствора и соответствует условной формуле: $n\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot (1,4-2)\text{SiO}_2 \cdot x\text{H}_2\text{O}$. Такой алюмосиликат по своему составу и форме относится к природному минералу, который называется содалит: $7(\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2) \cdot 2\text{NaAlO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$.

Образование нерастворимых соединений с кремнеземом обуславливает основные потери оксида алюминия и щелочи с красным шламом. Существует термин «теоретическое извлечение (выход) глинозема» из бокситового сырья – ε , где полностью учтены данные потери:

$$\varepsilon = \left(\frac{\text{Al}_2\text{O}_3 - \text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} \right) \cdot 100 = 86 - 96\%,$$

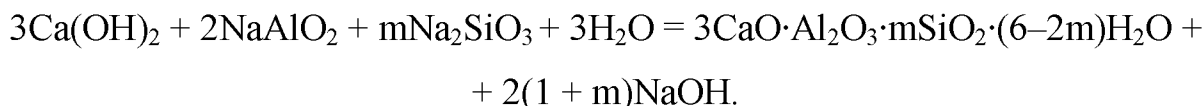
где Al_2O_3 , SiO_2 – содержание компонентов в бокситовом сырье, %.

Химический выход Al_2O_3 (выход Al_2O_3 в раствор при выщелачивании) может быть определен по уравнению:

$$\eta_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{[\text{Al}_2\text{O}_3]_6 \cdot [\text{Fe}_2\text{O}_3]_{\text{шл}} - [\text{Al}_2\text{O}_3]_{\text{шл}} \cdot [\text{Fe}_2\text{O}_3]_6}{[\text{Al}_2\text{O}_3]_6 \cdot [\text{Fe}_2\text{O}_3]_{\text{шл}}} \cdot 100,$$

где $[\text{Al}_2\text{O}_3]_6$, $[\text{Al}_2\text{O}_3]_{\text{шл}}$, $[\text{Fe}_2\text{O}_3]_6$, $[\text{Fe}_2\text{O}_3]_{\text{шл}}$ – содержание Al_2O_3 и Fe_2O_3 соответственно в боксите и шламе, кг на 1 т боксита.

В присутствии извести часть кремнезема боксита связывается в новое соединение, которое называется алюминиевый гидрогранат ($3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0,55\text{SiO}_2 \cdot 5,5\text{H}_2\text{O}$), что приводит к снижению потерь щелочи с красным шламом. При этом происходит следующая химическая реакция:



Например, при выщелачивании Североуральского боксита без добавок извести образуется красный шлам с содержанием Na_2O в нем от 6 до 8 %. При добавлении к данной пульпе боксита 3 вес. % CaO , в красном шламе содержание щелочи понижается до 3–4 %.

Было установлено, что скорость и полнота растворения свободного кремнезема зависит от размера частиц, концентрации алюминатного раствора и температуры процесса (рис. 2.11, 2.12). Аморфный кремнезем и его гель быстрее растворяются в едких щелочах, чем кварц. Крупнозернистый кварц растворяется медленнее, чем высокодисперсный.

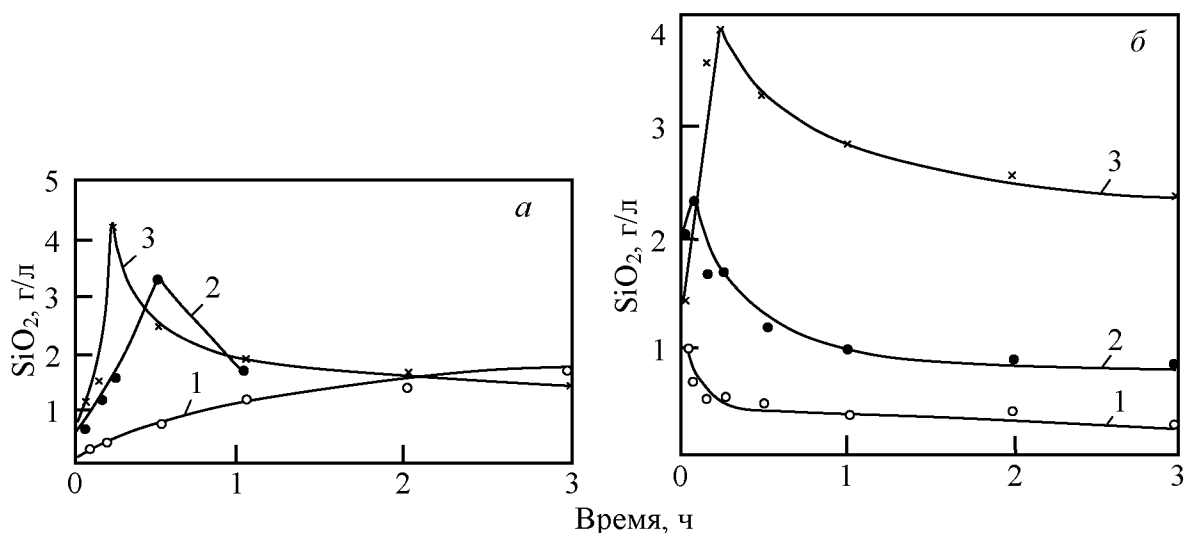


Рис. 2.11. Кинетика перехода SiO_2 из кварца при выщелачивании оборотным раствором с модулем 3,5: а – при концентрации Na_2O 240 г/л и температурах 105 °С (1), 205 °С (2) и 240 °С (3); б – при 240 °С и концентрациях 100 г/л (1), 200 г/л (2) и 300 г/л (3) $\text{Na}_2\text{O}_\text{К}$

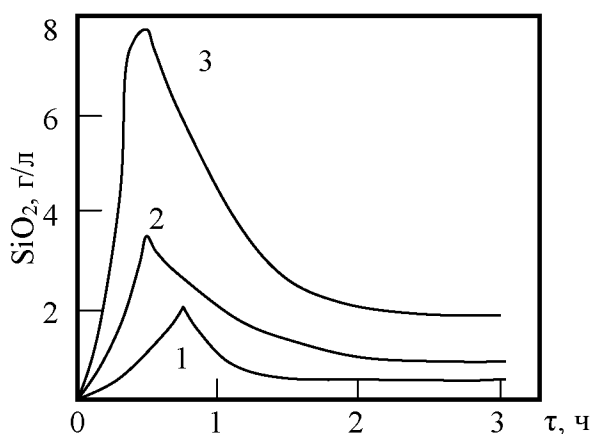


Рис. 2.12. Кинетика перехода SiO_2 из каолинита в алюминатный раствор ($\alpha = 3,5$) при 105 °С и различной концентрации Na_2O в растворе, г/л: 1 – 100; 2 – 200; 3 – 300

Растворение минералов кремния и выделение нерастворимых соединений ГАСН из алюминатных растворов в процессе выщелачивания приводит

к зарастанию теплообменной аппаратуры при нагреве боксита с обратным раствором в теплообменниках, а также к потерям полезных компонентов. Поэтому для ослабления этого вредного влияния бокситовую пульпу перед нагревом рекомендуется выдерживать в мешалках выдержки сырой при температуре 100 °С в течение 4–6 часов. Это приводит к созданию условий перевода растворимой части кремнезема боксита в гидроалюмосиликат натрия еще до выщелачивания основных алюминийсодержащих минералов боксита.

Стоит отметить кривые, полученные И. С. Лилеевым при изучении им поведения растворенного кремнезема в низкомодульных алюминатных растворах с $\alpha_k = 1,7$ при $T = 70$ °С. Четко были выделены три области состояния кремнезема. Область I – область равновесного состояния раствора. Область II, ограниченная на диаграмме состояния линией равновесия (OS) – область равновесного состояния кремнезема, и линией предельного пересыщения (OA), называемой метастабильной областью. Среда в метастабильной области может сколь угодно долго находиться в состоянии неустойчивого равновесия, удерживая в себе кремнезем. Область III относится к лабильной области и является абсолютно неустойчивой, нахождение в данной области приводит к спонтанной (самопроизвольной) кристаллизации ГАСНа. В дальнейшем нами было изучено поведение кремнезема при этих же условиях, но только в области повышенных концентраций глинозема в растворе. Благодаря усреднению и аппроксимации полученных экспериментальных данных нам удалось вывести уравнения ограничения данных областей, представленных на рис. 2.13.

При экстраполяции экспериментальных данных по поведению кремнезема в концентрированных алюминатных растворах были получены математически обработанные результаты поведения кремнезема в растворе и четко выделена область метастабильного состояния кремнезема.

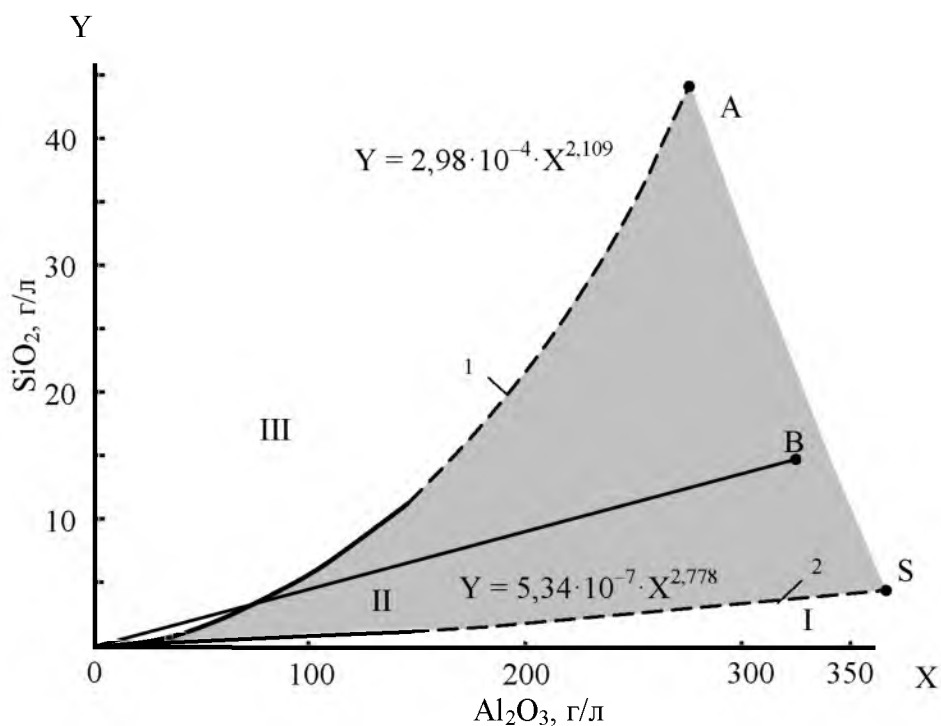


Рис. 2.13. Зависимость изменения предельной метастабильной (1) и равновесной (2) относительно ГАСН концентрации SiO_2 в алюминатных растворах при 70°C

Были выведены уравнения кривых, ограничивающие эти области. Закономерность удержания кремнезема в метастабильной области подтвердилась и в растворах с высокой концентрацией глинозема. Было также показано, что разбавление данных концентрированных растворов до общепринятых концентраций позволяет оставаться кремнезему в метастабильной области (кривая OB), что позволяет в дальнейшем отделить красный шлам от алюмосиликатного раствора:

I обл. – область ненасыщенного раствора кремнеземом;

II обл. – область метастабильного состояния кремнезема;

III обл. – область лабильного состояния кремнезема, в котором кремнезем практически не удерживается в растворе и интенсивно из него выделяется в виде ГАСНа.

С предельно высокими концентрациями кремнезема в алюминатных растворах приходится иметь дело при выщелачивании руды и спека. Предельно низкое содержание кремнезема (кривая OS) – область равновесного состояния

кремнезема – может быть использована при обескремнивании алюминатных растворов через ГАСН. Область выше кривой ОА является областью лабильного состояния кремнезема, где он практически не может удерживаться раствором и выделяется из него.

2.6. Железосодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании

Постоянными спутниками основных породообразующих минералов бокситов – оксида и гидроксида алюминия, каолинита и кварца являются соединения железа. Железосодержащие минералы бокситов представлены четырьмя классами соединений: оксидами, сульфидами и сульфатами, карбонатами и силикатами. Из первого, самого распространенного класса минералов, следует выделить гематит и гидрогематит, гетит и гидрогетит, лимонит и гематогель, а также магнетит и маггемит. Установлено, что диаспоровые бокситы богаче сульфидами по сравнению с бемит-гиббситовыми и гиббситовыми бокситами. Карбонаты железа присутствуют преимущественно в гиббситовых бокситах.

Из гидроксидов железа в природе встречаются в основном две модификации: α -FeOOH (гетит) и γ -FeOOH (лепидокрокит).

Гетит – α -FeOOH, постоянный спутник бокситов и является основным минералом гиббситовых бокситов тропических стран и среднеземноморских месторождений. Кристаллическая решетка гетита подобна диаспору, а γ -FeOOH по своей структуре соответствует бемиту. В бокситах Казахстана его содержание не превышает 8 %. Химический состав: 88 % Fe₂O₃, 12 % H₂O. Плотность – 4,2 г/см³, твердость – 5,0–5,5. Кривая нагревания характеризуется двумя эндоэффектами. Первый объясняется обезвоживанием (~200 °C); второй (~500 °C) объясняется полиморфным превращением α -Fe₂O₃ в γ -Fe₂O₃.

В условиях процесса Байера гетит в щелочных растворах, обезвоживаясь, переходит в гематит α -Fe₂O₃. Не влияя на химизм процесса Байера, гетит может нарушить процесс сгущения красных шламов. Это связано с его способностью

обратимо дегидрировать и гидрировать. Если боксит обжечь до полного обезвоживания данного минерала, то процесс сгущения происходит без осложнений.

Лепидокрокит – $\gamma\text{-FeOOH}$, редкий в бокситах минерал и по своей структуре соответствует бемиту. Химический состав тот же, что и у гетита: 88 % Fe_2O_3 , 12 % H_2O . Плотность – 5,0–5,3 г/см³, твердость – 6,5. Этот минерал является неустойчивым соединением и в щелочно-алюминатных растворах перекристаллизовывается в маггемит – γ -, $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, Fe_2O_3 . Данное соединение магнитно.

Гематит – $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$, основной железосодержащий минерал бокситов СУБРа. Плотность – 5,0–5,3 г/см³, твердость – 6,5. Количество гематита от общего содержания Fe_2O_3 в боксите не редко составляет 80–90 %. Гематит входит в состав бобовин и цементирующей массы. Часто тонкодисперсен и находится в тесной ассоциации с другими минералами. В бокситах гематит настолько тонкодисперсен, что выделить его в чистом виде не удастся. Облик кристаллов таблитчатый, ромбоэдрический. В боксите встречается в основном в виде мелких чешуек. Кривая нагревания характеризуется одним эндотермическим эффектом при 650–670 °С. Природа эффектов – полиморфное превращение $\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$ в $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$, которое начинается при 500 °С. Оно вызвано миграцией частиц катиона в тетраэдрические пустоты. Исходная структура при этом преобразуется в шпинелеподобную. Искусственный гематит может быть получен при обезвоживании гетита нагреванием или обработкой щелочным раствором. Гематит практически не растворим в щелочно-алюминатных растворах и является балластной примесью в процессе Байера (красный шлам). Гематит слабомагнитен, и это объясняется присутствием в нем небольшого количества магнетита Fe_3O_4 и маггемита $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$.

Маггемит – $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$, сильномагнитный оксид железа. В природных условиях встречается в осадочных породах, богатых органическими веществами. Его также можно получить при обезвоживании лепидокрокита или

гетита. Плотность – $4,87 \text{ г/см}^3$, твердость – 5,0. При нагревании необратимо переходит в гематит.

Магнетит. Химический состав: 68 % Fe_2O_3 и 30 % FeO . Плотность – $4,9\text{--}5,2 \text{ г/см}^3$, твердость – 5,5–6,0. Является инертной составляющей боксита, не взаимодействует с щелочно-алюминатными растворами.

Карбонаты железа. Самый распространенный минерал сидерит – FeCO_3 .

Встречается в моногидратных и гиббситовых бокситах. Количество его в этих бокситах переменное. Среднее содержание в Красноярских бокситах – 6 %, в отдельных партиях – до 30 %. Химический состав: $\text{FeO} = 62 \%$, $\text{CO}_2 = 38 \%$. Плотность – $3,5\text{--}3,96 \text{ г/см}^3$, твердость – 4,0–4,5. Сидерит редко представляет собой чистый минерал. В заметных количествах в нем содержится марганец и магний (от 5 до 30 %). Замещение железа кальцием проявляется в более ограниченных объемах (до 10 %). Данный минерал является очень вредной примесью, т. к. он интенсивно и необратимо взаимодействует со щелочными растворами, что приводит к их декаустификации. В частности:

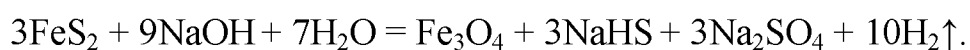
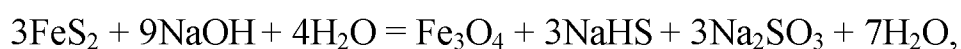


Образование водорода может привести к повышению давления в автоклавах. $\text{Fe}(\text{OH})_3$ – тонкодисперсная коллоидная составляющая красного шлама, ее наличие в красном шламе повышает расход ржаной муки при сгущении. Кроме того, происходит загрязнение щелочных растворов двухвалентным железом, содержание которого колеблется от 0,008 г/л до 0,725 г/л. При декомпозиции железо выделяется совместно с гидроксидом алюминия и снижает качество получаемого продукта.

Сульфидные минералы железа. Практически вся сера (92–95 %) в бокситах представлена сульфидными минералами железа: пиритом, мельниковит-пиритом, пирротинном, марказитом, халькопиритом.

По реакционной способности растворения в щелочных растворах они располагаются в следующий ряд: мельниковит-пирит \rightarrow пирротин \rightarrow марказит \rightarrow пирит \rightarrow халькопирит. Наиболее распространенным минералом является пирит – типичный представитель сульфидного железа в боксите.

Встречается его коллоидная разновидность: мельниковит. В щелочно-алюминатных растворах в способе Байера пирит растворяется на 10–20 %, а мельниковит – на 100 %. Химический состав пирита: Fe = 38–40 %, S = 44–50 %. Плотность – 4,95–5,03 г/см³, твердость – 6,0–6,5. Возможны изоморфные замещения железа никелем и кобальтом до 14–20 %. Сульфидные минералы железа отрицательно влияют на процесс Байера и спекания, поэтому существуют ограничения по содержанию серы в бокситовом сырье. Экспериментально установлено, что рентабельно перерабатывать бокситы как по способу Байера, так и по способу спекания с содержанием серы не более 1 %. Присутствие сульфидов приводит к безвозвратным потерям щелочи в виде сульфидов, полисульфидов и сульфатов натрия. В настоящий момент разработаны методы очистки щелочно-алюминатных растворов от примесей серы и железа путем добавки к растворам оксида меди или цинка. Химическая реакция разложения пирита в щелочно-алюминатных растворах представлена ниже:



Извлечение серы в раствор зависит от минералогической формы и структуры сульфида. Наибольшей реакционной способностью обладает мельниковит. Разложение сульфидных минералов в основном происходит при температуре выше 180 °С, с нагревом оно увеличивается. Аналогичное влияние оказывает повышение концентрации щелочи в растворе. Проблема перехода серы в раствор особенно остро встала в 60–70-е годы XX века, когда на переработку стали поступать бокситы с содержанием серы больше 1 %. Резко повысилось загрязнение растворов железом, упало качество получаемого глинозема. Кроме того, было замечено, что увеличилась коррозия оборудования (срок службы в теплообменной аппаратуре на выпарке сократился с 4,5 лет до 9 месяцев). Также стали интенсивно разрушаться трубопроводы. В. В. Грачевым была установлена прямая зависимость

загрязнения растворов железом от содержания в растворе сульфидной серы (табл. 2.1).

Таблица 2. 1

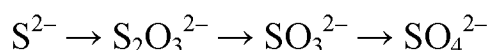
Концентрация железа в щелочно-алюминатных растворах
в зависимости от содержания сульфидной серы

S^{2-} , г/л	0,5	1,0	2,0	3,0
Fe_2O_3 , г/л	0,304	0,382	0,451	0,543

Таким образом, было показано, что чем больше содержание сульфидной серы в растворе, тем больше в нем растворенного железа. В дальнейшем было установлено присутствие четырех форм серы в щелочно-алюминатных растворах:

S^{2-} – сульфидная, $S_2O_3^{2-}$ – тиосульфатная, SO_3^{2-} – сульфитная, SO_4^{2-} – сульфатная.

При окислении в процессе выщелачивания происходит следующее изменение переходных форм серы:



Поведение данных форм окисления серы в процессе выщелачивания сульфидных минералов представлено на рис. 2.14.

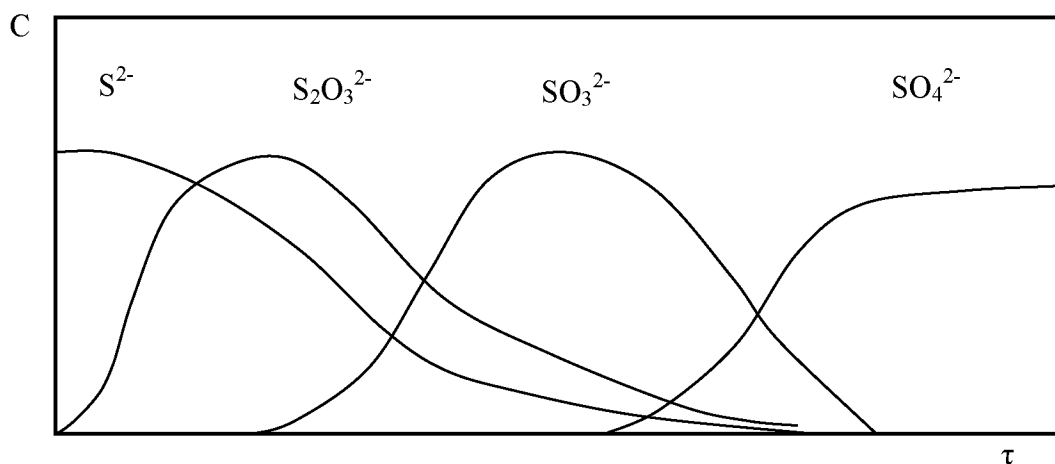


Рис. 2.14. Переходные формы окисления сульфидной серы
в щелочно-алюминатных растворах

Энергия активации перехода сульфидной серы до различных форм рассчитана и имеет следующие значения:

1) $E_a = 2100$ кДж/моль до $S_2O_3^{2-}$.

2) $E_a = 4396$ кДж/моль до SO_3^{2-} .

3) $E_a = 6007$ кДж/моль до SO_4^{2-} .

Из приведенных данных видно, что первая стадия является самой неэнергоёмкой, она протекает при температуре ниже 100 °С. Экспериментально доказано, что для полного окисления сульфидной серы до сульфатной требуется определенное время (табл. 2.2).

Таблица 2.2

Время полного окисления сульфидной серы до сульфатной при различных температурах

Температура	Время окисления серы до SO_4^{2-} , мин
120 °С	300
140 °С	265
180 °С	3

Скорость данной реакции зависит от поверхности контакта и растворимости кислорода в алюминатном растворе, т.е. нужно подавать кислород очень сильно диспергированный. Железо является неотъемлемым спутником серы и в алюминатных растворах находится также в различных формах и в процессе окисления серы претерпевает следующие изменения:

$[FeS_2(OH)_2]^{2-}$ – гидроксосульфат железа (красный цвет);

$[FeS(OH)_3]^{3-}$ – придает раствору зеленый цвет при 25 °С;

$[Fe(OH)_n \cdot H_2O_{6-n}]^{3-n}$ – гидроксоаквакомплекс.

Данный гидроксоаквакомплекс железа в процессе декомпозиции соосаждается с гидроксидом алюминия, внедряясь в его кристаллическую решетку и загрязняет полученный гидроксид примесями железа, снижая в дальнейшем качество получаемого глинозема.

Способы борьбы с сульфидными минералами:

1) Обжиг при 500–600 °С позволяет полностью разрушить сульфидные минералы и удалить серу в виде газов. Но данный способ резко повышает себестоимость глинозема.

2) Флотация пирита бокситового сырья. Водная флотация пирита и флотация его в щелочно-алюминатных растворах были экспериментально опробованы на кафедре металлургии легких металлов УПИ Ф. Ф. Федяевым, В. С. Шемякиным, В. В. Салтановым и др. В дальнейшем были проведены промышленные испытания данной технологии на обоготительной фабрике в г. В. Пышма и на Богословском алюминиевом заводе, однако промышленного внедрения она не получила.

3) Радиометрическое и фотометрическое обогащение при рудоподготовке бокситового сырья – являются в настоящий момент наиболее перспективными направлениями.

4) Добавка ZnO в алюминатные растворы, в результате чего образуется $ZnS\downarrow$, который выводит сульфидную серу с красным шламом; содержание двухвалентного железа при этом в растворе резко сокращается. Впервые данная технология, разработанная на кафедре металлургии легких металлов УПИ В. В. Грачевым, Т. А. Непокрытых и др., была успешно использована на Уральском алюминиевом заводе в середине 70–80 годов прошлого века.

2.7. Титансодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании

Диоксид титана содержится во всех бокситах как в свободном виде, так и в виде различных химических соединений. Общее количество TiO_2 в бокситах переменено и колеблется от 1 до 10 %. В частности, в бокситах Алтайского месторождения 2–4 % TiO_2 , Краснооктябрьского – 1,5–2,5 % TiO_2 , Татарского – 2–10 % TiO_2 , Гайянского – 1–2 % TiO_2 . Основные минералы титана: анатаз, рутил, изредка брукит, ильменит; реже: сфен, титаномagnetит, перовскит.

Рутил (TiO_2) – распространенный минерал в бокситах, встречается в виде одиночных кристаллов в цементирующей массе и бобовинах, имеет призматические и игольчатые кристаллы. Плотность – $4,2 \text{ г/см}^3$, твердость – $5,0\text{--}5,5$. Химический состав: $100 \% \text{ TiO}_2$. В некоторых случаях присутствует до $8\text{--}10 \% \text{ Fe (II)}$ и Fe (III) . Рутил является носителем урана и тория в бокситах. Он термоинертен, т. е. на кривой нагревания отсутствуют какие-либо пики. В щелочных растворах рутил может образовывать ряд соединений типа титанатов натрия и силикатов. В присутствии извести образуется соединение перовскит – $\text{CaO} \cdot \text{TiO}_2$. Химически рутил менее активен, чем анатаз.

Анатаз (TiO_2) – наиболее распространенный минерал титана в бокситах. Он полиморфен с рутилом и является вторичным минералом. Плотность – $4,2 \text{ г/см}^3$, твердость – $5,0\text{--}5,5$. Химический состав: $100 \% \text{ TiO}_2$. Содержит до 1% железа и олова. Структура анатаза подобна рутиловой, различия заключаются в ином расположении октаэдров $[\text{TiO}_6]$. В технологических пределах глиноземного производства анатаз служит источником потерь щелочи вследствие образования титанатов натрия. В присутствии оксида кальция кристаллизуется в перовскит. С повышением температуры активность анатаза резко увеличивается.

Ильменит ($\text{FeO} \cdot \text{TiO}_2$) входит в состав цементируемой массы боксита, находясь в ней в виде ромбических кристаллов размерами $0,2\text{--}0,8 \text{ мм}$. В технологическом процессе Байера ильменит инертен. Плотность – $4,7\text{--}4,78 \text{ г/см}^3$, твердость – $5,0\text{--}6,0$.

Сфен ($\text{CaO} \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{SiO}_2$) – химически связанный диоксид титана. В бокситах СУБРа сфен присутствует в виде крупных изолированных зерен или скопления мелких зерен с неразвитыми гранями. Окраска желто-зеленая или буровато-серая. Сфен также находится в цементирующей массе боксита, реже в бобовинах. Плотность – $4,2 \text{ г/см}^3$, твердость – $5,0\text{--}5,5$. В технологическом процессе сфен также инертен.

Титаномagnetит ($\text{TiO}_2 \cdot \text{Fe}_3\text{O}_4$) Чаще встречается в диаспор-бемитовых бокситах в виде вкрапления на больших черных кристаллах с металлическим

блеском. Плотность – 4,2 г/см³, твердость – 5,0–5,5. В технологическом процессе минерал инертен.

Поведение минералов титана при выщелачивании бокситов впервые изучалось в ВАМИ. Полученные данные показали, что при обработке искусственно полученного рутила щелочным или алюминатным раствором содержание TiO_2 в растворе оказывалось незначительным (от 12 мг/л до 100 мг/л).

В присутствии добавки извести содержание TiO_2 в растворе не обнаруживается.

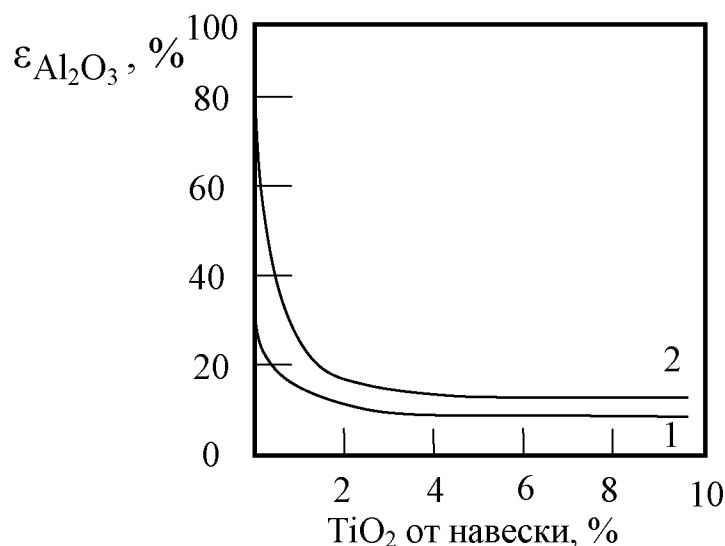


Рис. 2.15. Зависимость извлечения Al_2O_3 от содержания TiO_2 в навеске: 1 – диаспор 205 °С за 2 часа; 2 – бемит при 150 °С за 3 часа

В дальнейшем было установлено, что добавка TiO_2 при выщелачивании Североуральских бокситов, а также чистого диаспора и бемита, снижает извлечение глинозема в раствор. В присутствии извести, введенной из расчета отношения $\text{CaO}:\text{TiO}_2 > 1$, добавка TiO_2 не снижает выход глинозема в раствор. Роль извести при этом сводится к образованию титаната кальция: $2\text{CaO}\cdot\text{TiO}_2\cdot n\text{H}_2\text{O}$.

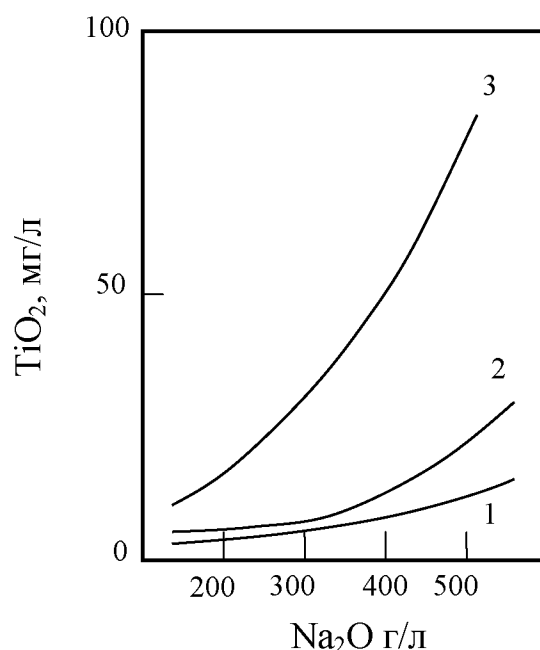
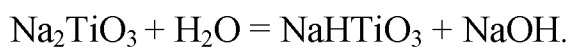
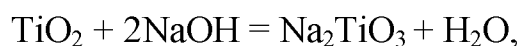


Рис 2.16. Растворимость TiO_2 в щелочном растворе: 1 – чистый диаспор; 2 – чистый диаспор + 3 % TiO_2 + CaO, ($\text{CaO}:\text{TiO}_2 = 1$); 3 – чистый диаспор + 3 % TiO_2

В ходе эксперимента было замечено, что при растворении диаспора в щелочно-алюминатном растворе в присутствии TiO_2 стенки автоклавов покрываются сплошным белым налетом, который не смывается водой. Химический и рентгеновский анализ данного налета показал, что это нерастворимый метатитанат натрия – NaHTiO_3 .



На основании этого было сделано предположение, что такая же пленка может покрывать кристаллы диаспора или бемита. Была установлена ее толщина, равная 18 ангстрем. Подтверждением резкого отрицательного влияния титана на растворение диаспора является рис. 2.17.

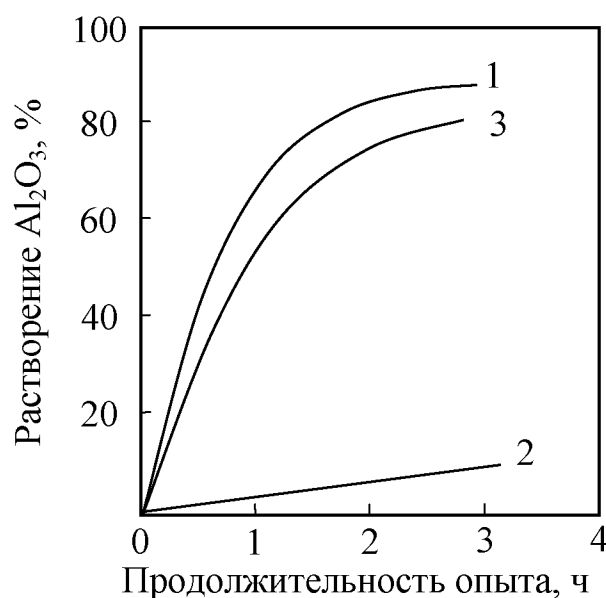


Рис. 2.17. Влияние TiO_2 и CaO на растворение Al_2O_3 при автоклавном выщелачивании (220 °C): 1 – чистого диаспора; 2 – чистого диаспора + 3% TiO_2 ; 3 – чистого диаспора + 3 % TiO_2 + 3 % CaO ($\text{CaO}:\text{TiO}_2 = 1$)

Таким образом, показано отрицательное влияние оксида титана на растворение диаспора и бемита. Это объясняется тем, что защитная пленка из метатитаната натрия успевает образоваться на кристалле уже за время подогрева пульпы при более низкой температуре, чем температура выщелачивания диаспорового боксита, т. е. до заметного растворения минерала диаспора и бемита. При длительном перемешивании составляющие пленку частички агрегируются в более крупные хлопья, пленка разрушается и скорость растворения диаспора и бемита увеличивается. Были установлены две формы титаната натрия:

1) $\text{Na}_2\text{O} \cdot 3\text{TiO}_2 \cdot 2,5\text{H}_2\text{O}$ – игольчатые кристаллы, полученные в растворах с концентрацией $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$ до 400 г/л.

2) $3\text{Na}_2\text{O} \cdot 5\text{TiO}_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ – мелкие равноостные кристаллы, полученные в растворах с концентрацией $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$ более 400 г/л.

Позднее были обнаружены в красных шлаках Венгерских заводов соединения титана $5\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и $8\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{TiO}_2 \cdot \text{SiO}_2$, которые называли песками Дорра.

Ниже представлен ряд активности растворения основных минералов титана в щелочно-алюминатных растворах:

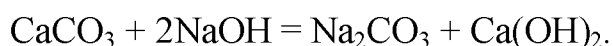


В настоящий момент на Уральские заводы поступают бокситы со следующим содержанием оксида титана в сырье: СУБР – 1,5–2 % TiO_2 , Средне-Тиманский боксит – 3–4 % TiO_2 . Причем в Субровском боксите минерал титана представлен в виде анатаза, а в Средне-Тиманском – в виде рутила.

2.8. Карбонатсодержащие минералы боксита и их поведение при выщелачивании

Из минералов, содержащих карбонат кальция, встречаются минералы: кальцит CaCO_3 , доломит $\text{MgCO}_3 \cdot \text{CaCO}_3$, гидромагnezит $4\text{MgCO}_3 \cdot \text{Mg}(\text{OH})_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$. Наиболее распространенным минералом является кальцит.

Кальцит – CaCO_3 . Химический состав: 52–56 % CaO , 43–44 % CO_2 , может содержать до 2 % MgO . Плотность – 2,6–2,8 г/см³, твердость – 3,0. Облик кристаллов игольчатый, пластинчатый, ромбоэдрический. Кривая нагревания имеет один эндоэффект в области 800–950 °С, который объясняется реакцией диссоциации: $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2\uparrow$. Кальцит активно разлагается щелочами и тем сильнее, чем выше температура раствора и концентрация щелочи в нем. Данный минерал является одной из вредных примесей в боксите из-за декаустификации активной щелочи в растворе по реакции:



Самое высокое содержание кальцита отмечалось в Североуральских бокситах – до 7 % CO_2 , поэтому на СУБРе в настоящий момент используются различные механические способы обогащения боксита. В Североуральских бокситах, кальцит вкраплен в бобовины и цементирующую массу. Он также заполняет трещины и пустоты, образуя в них щетки и крупно-кристаллизованные руды. Карбонат кальция при мокром размоле и выщелачивании бокситов, взаимодействует со щелочью, превращая ее в соду.

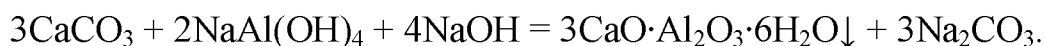
Константа равновесия данной реакции при температуре 25 °С рассчитывается по следующей формуле:

$$K_p = \frac{\alpha_{CO_3^{2-}}}{\alpha_{(OH)^-}^2} = \frac{L_p CaCO_3}{L_p Ca(OH)_2} = \frac{4,8 \cdot 10^{-9}}{3,1 \cdot 10^{-5}} = 1,5 \cdot 10^{-4},$$

где $\alpha^2 (OH)^-$, $\alpha (CO_3^{2-})$ – активность ионов;

$L_p CaCO_3$, $L_p Ca(OH)_2$ – произведение растворимости $CaCO_3$ и $Ca(OH)_2$.

С нагревом константа равновесия реакции увеличивается, так как повышается произведение растворимости кальцита и падает произведение растворимости извести, и при 200 °С она равняется единице. Было установлено, что в слабо нагретом алюмосиликатном растворе, а именно при мокром размоле боксита ($T = 95$ °С), кальцит разлагается с образованием соды и трехкальциевого алюмината, который в этих условиях меньше растворим, чем известь. В частности:



На рис. 2.18 приведены изотермы растворимости твердых фаз, образующихся в системе Na_2O - CaO - Al_2O_3 - CO_2 - H_2O при различных температурах, полученные М. Г. Лейтезен и Т. А. Потаповой. На диаграмме показаны области устойчивости $3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 6H_2O$.

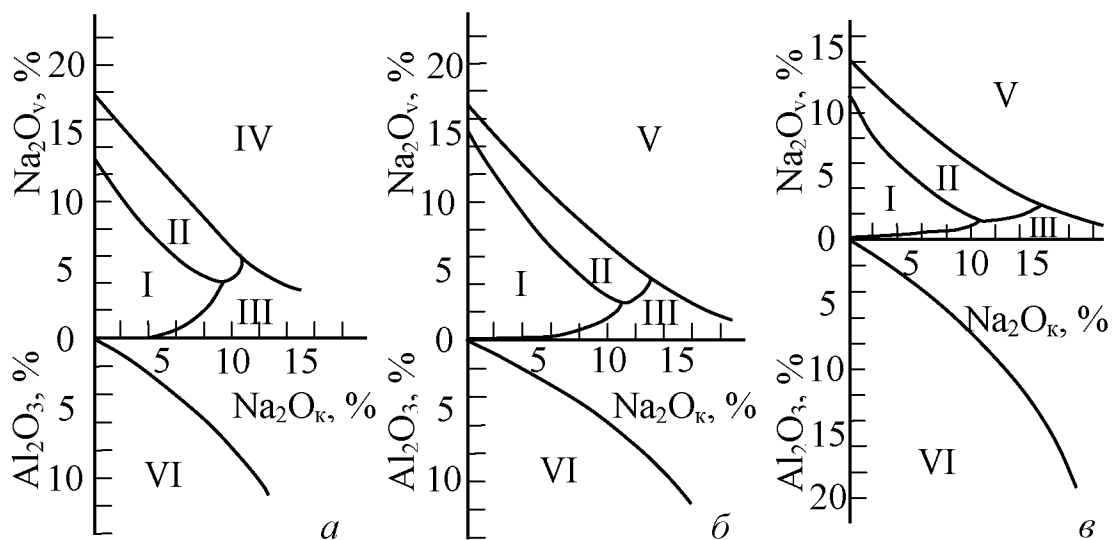


Рис. 2. 18. Изотермы системы $Na_2O - CaO - CO_2 - Al_2O_3$ при температуре, °С: а – 95; б – 155;

в – 200; I – $CaCO_3$; II – $Na_2CO_3 \cdot mCaCO_3$; III– $3CaO \cdot Al_2O_3 \cdot 6H_2O$; IV – $Na_2CO_3 \cdot H_2O$;

V – Na_2CO_3 ; VI – $Al(OH)_3$; VII – $AlO(OH)$

Все алюминатные растворы, имеющие состав выше кривой 1, обогащены содой и не взаимодействуют с кальцитом. Растворы, расположенные ниже кривой 1, разлагают кальцит с образованием 3-кальциевого алюмината и область его устойчивости увеличивается с ростом концентрации каустической щелочи в растворе. В дальнейшем было установлено, что при повышенных температурах трехкальциевый гидроалюминат становится неустойчивым и разлагается щелочью по реакции



Таким образом, приведенные данные показывают, что при мокром размоле диаспоровых бокситов, имеющих примеси кальцита, данный минерал полностью разлагается с образованием 3-кальциевого гидроалюмината и соды, а этот гидроалюминат при выщелачивании в дальнейшем распадается на известь и алюминат натрия. Установлено, что карбонаты кальция ускоряют выщелачивание диаспоровых бокситов, однако их следует рассматривать как вредные примеси, т. к. при разложении карбонатов происходит декаустификация щелочи и накопление соды в алюминатных растворах. В дальнейшем при упаривании карбонат натрия выделяется из раствора в виде «рыжей соды» и отправляется в спекательный передел для ее каустификации. Кроме того, создаются большие трудности при упаривании щелочно-алюминатных растворов, т. к. греющие трубки выпарных аппаратов быстрее зарастают содой, от чего производительность аппаратов резко уменьшается. По этим причинам диаспоровые бокситы, содержащие больше 3–4 % CO_2 не рекомендуется перерабатывать на глинозем по способу Байера. Увеличение содержания CO_2 выше рекомендуемой нормы приводит к необходимости увеличения мощности спекательного передела.

2.9. Фосфор и малые элементы в бокситах

Содержание фосфора в бокситах в виде P_2O_5 изменяется от следов до 8,0 % и в среднем колеблется в пределах 0,4–0,6 %.

Концентрации фосфора не определяются ни минеральным, ни генетическим типом бокситов, ни возрастом месторождений.

Содержание фосфора (P_2O_5) в бокситах различных месторождений следующее:

- в бокситах СУБРа = 0,67 %;
- в бокситах ЮУБРа = 0,20 %;
- в бокситах СТБР = 0,27 %.

Наиболее вероятными минералами фосфора в бокситах являются:

- апатит $3[Ca_3PO_4] \cdot [Ca(F,Cl)_2]$;
- вивианит $Fe_3(PO_4)_2 \cdot 8H_2O$;
- франколит $Ca_{10}(PO_4)_6 \cdot [F_2, (OH)_2, CO_3, O]$;
- эвансит $Al_3(PO_4)_2 \cdot 3Al(OH)_3 \cdot 12H_2O$.

Максимальное содержание P_2O_5 в боксите СУБРа составляет 0,8 %. Фосфор считается очень вредной примесью. При переработке бокситов по способу Байера фосфор практически полностью переходит в щелочно-алюминатный раствор, образуя соединение Na_3PO_4 . В дальнейшем, при незначительном понижении температуры раствора, фосфат натрия выкристаллизовывается, инкрустируя теплопроводы, греющие поверхности теплообменных и выпарных аппаратов, сокращая продолжительность их работы. Присутствие фосфора влияет на крупность зерна гидроксида алюминия (измельчает его), это обуславливает снижение качества товарного продукта.

Закономерность распределения малых примесей в бокситах различных геологических или литолого-минералогических типов изучены слабо. Однако такие элементы, как цирконий, ванадий, хром, никель и кобальт, присутствуют в составе всех бокситов. В настоящее время в бокситах установлено 43 химических элемента, 27 из которых относятся к малым примесям (их содержание в боксите меньше 0,1 %). Минералогические формы малых примесей в бокситах изучены недостаточно, а для многих из них совершенно неизвестны. Большинство примесей, как, например, галлий и скандий, не образуют самостоятельных минералов, а благодаря близости радиусов их ионов

с радиусом ионов алюминия входят в решетки минералов диаспора, бемита и гиббсита. При переработке бокситов по способу Байера скандий и другие редкоземельные элементы полностью переходят в красный шлам, в котором их содержание возрастает в 1,5–2 раза от исходного содержания в боксите. Красный шлам в настоящий момент относится к техногенным отходам и является сырьевой базой для получения этих элементов.

Таблица 2.3
Содержание малых примесей
в бокситах

Содержание малых примесей в бокситах представлены в табл. 2.3. Наибольший интерес представляют те примеси, которые имеют свойства в процессе циклического производства накапливаться в растворах, – V, Ga, Cr.

Ванадий может быть связан с оксидами 3-валентного железа. Отмечена зависимость между его содержанием и количеством оксида железа в бокситах. Она выражается следующей формулой:

$$V_2O_5 = 4,8 \cdot Fe_2O_3 \cdot 10^{-3}, \%,$$

где Fe_2O_3 – содержание в боксите, в %.

Кроме того, замечена связь ванадия с минералами алюминия вследствие близости их ионных радиусов. Отмечается повышение содержания V_2O_5 с ростом кремневого модуля боксита, что может быть следствием вхождения ванадия в минералы гидроксида

алюминия. Наибольшее содержание ванадия наблюдается в таком глиноземном сырье, как высокожелезистые доменные шлаки. В гидрохимическом переделе глиноземного производства ванадий примерно поровну распределяется между щелочно-алюминатным раствором и твердой фазой (красным шламом).

Элемент	Содержание, %
Li	>0,001
Be	0,001–0,1
B	0,005–0,001
Sc	0,005 (50г/т)
V	0,03–0,08
Cr	0,01–0,5
Mn	0,04–0,3
Co	0,0006–0,001
Ni	0,001–0,01
Zn	0,02–0,15
Ga	0,005
Ge	0,0005
As	0,001
Sr	0,03
Y	0,001
Zr	0,2–0,3
Nb	0,008
Mo	0,001–0,003
Sn	0,005
Ba	0,1–0,3
Ce	0,018
La	0,006
Pb	0,001–0,003

Накапливаясь в алюминатном растворе в процессе декомпозиции, он выпадает из раствора вместе с гидроксидом алюминия, снижая его качество. Содержание оксида ванадия в заводских оборотных растворах колеблется от 1,1 г/л до 1,5 г/л, поэтому данные растворы могут служить источником получения из них ванадия. Главным способом выделения ванадия из щелочно-алюминатных растворов является способ кристаллизации, основанный на снижении растворимости соединений ванадия в зависимости от концентрации раствора и снижения температуры. В настоящее время извлечение данного продукта осуществляется только на Павлодарском алюминиевом заводе.

Галлий: $t_{\text{пл}} = 30\text{ }^{\circ}\text{C}$, $t_{\text{кип}} = 2000\text{ }^{\circ}\text{C}$, обладает большой теплоемкостью. Данный элемент не образует самостоятельных минералов, а может изоморфно замещать алюминий в его гидроксидах. Замечено, что в диаспоровых бокситах его больше, т. к. кристаллический GaOОН изоморфен диаспору AlOОН и может внедряться в его кристаллическую решетку. В технологических переделах производства глинозема оксид галлия взаимодействует со щелочью и переходит в раствор в виде растворенного галлата натрия. Часть галлия уходит из технологического процесса с красным шламом в результате соосаждения и химического взаимодействия галлат-аниона с катионами металла. Содержание галлия в основных продуктах, получаемых в процессе Байера, приведено в табл. 2.4.

Значительное количество товарного галлия, поступающего на мировой рынок, получается алюминиевой промышленностью в качестве побочного продукта при переработке бокситов. Исследования и промышленная практика показали, что около $2/3$ оксида галлия из бокситов переходит в раствор, а $1/3$ остается в красном шламе. Спекая красный шлам с известняком и содой, а затем обрабатывая щелочно-алюминатным раствором, можно извлечь из бокситов остальной галлий.

Таблица 2.4

Содержание Ga в основных продуктах глиноземного производства

Продукт	Содержание Ga
Боксит, %	0,005–0,006
Красный шлам, %	0,002
Алюминатный раствор, г/л	0,12–0,14
Маточный раствор, г/л	0,11–0,13
Оборотный раствор, г/л	0,22–0,26
Гидроксид алюминия, %	0,003
Глинозем, %	0,0045
Белый шлам	0,0005

Таким же образом можно извлекать галлий из бокситов, перерабатываемых по способу спекания. Источником получения галлия в глиноземном производстве являются алюминатные растворы, предварительно очищенные от примесей. На зарубежных глиноземных заводах галлий из растворов процесса Байера извлекают электролизом на ртутном аноде. У нас разработаны способы электрохимического осаждения на галлиевом катоде, а также цементация галлия из растворов галламой алюминия. Большой объем работ был проведен в ИХТТ УрО РАН под руководством С. П. Яценко по получению сверхчистого металла. Ими же было показано, что оптимальным масштабом галлиевого производства на глиноземном заводе со средней производительностью 0,5–1,0 млн т глинозема является цех на получение 5–10 т галлия в год. В этом случае установившаяся в оборотных растворах концентрация галлия мало зависит от масштаба галлиевого производства.

Галлий обладает рядом ценных свойств и используется в светодиодах, лазерах, солнечных батареях. Большое применение он нашел как компонент легкоплавких сплавов, припоев, диффузионно твердеющих составов, а также в стоматологических материалах.

Хром. Соединения хрома обычно встречаются в бокситах в незначительных количествах (0,02–0,04 %), но в некоторых бокситах содержится до 3,0 % Cr_2O_3 . Помимо предполагаемой связи его с гидроксидом железа, хром ассоциируется в бокситах с бемитом; 3-валентный хром растворим в щелочных растворах с образованием гексагидрооксохромата натрия. При избытке щелочи данные соединения могут накапливаться в алюминатных растворах, окрашивая их в зеленоватый цвет. Если хром с бокситом попадает на передел спекания, то после окисления его кислородом в процессе спекания образуются хорошо растворимые в воде и щелочных растворах хроматы натрия, в них хром находится в 6-валентной форме. В данных реакциях это соединение очень ядовито. Цвет 6-валентного хрома в щелочных растворах – красный. Для удаления 6-валентного хрома можно использовать различные восстановители, в частности, Na_2S , $\text{FeSO}_4 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$. Хром переходит в 3-валентное состояние и из щелочных растворов выделяется в виде $\text{Cr}(\text{OH})_3$, причем с ним соосаждается некоторое количество алюминия, т. е. несколько возрастают потери алюминия с красным шламом.

2.10. Органические вещества в бокситах и их поведение в щелочно-алюминатных растворах

Бокситы месторождений всех типов содержат органические вещества разного происхождения. В основном это продукты разложения растительных остатков, мигрировавшие в залежах, реже наблюдаются минерализованные растительные остатки. Среднее содержание органических веществ в бокситах следующее: в виде битумов до 0,052 %, гуминов до 0,036 %. К гуминовым относятся высокомолекулярные соединения, и согласно принятой классификации, гуминовые вещества подразделяются на три группы:

- 1) растворимые в воде – фульвокислоты;
- 2) растворимые в спирте – гематамилановые кислоты и их производные;
- 3) нерастворимые ни в воде, ни в спирте – гумусовые кислоты.

Допустимое содержание органики в растворах глиноземного производства должно быть менее 3 % по кислороду. Органика очень вредна для технологического процесса, т. к. сказывается на скорости и полноте выщелачивания боксита. Гумины замедляют разложение алюминатных растворов, уменьшают поверхностное натяжение растворов, что приводит к вспениванию, и присутствие органики замедляет сгущение красных шламов. Обжиг, а в некоторых случаях и промывка бокситов могут снизить предельную концентрацию органических веществ в алюминатных растворах. В настоящий момент борьба с органикой в щелочно-алюминатных растворах сводится к применению антивспенивателей в виде различных органических поверхностно активных веществ, позволяющих гасить пену, а также окисление органики кислородом или озоном. Материальный баланс распределения органических веществ представлен в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Материальный баланс распределения органических веществ
при производстве глинозема по способу Байера

Поступление органических веществ, %		Вывод органических веществ, %	
С бокситом	88,5	С отвальным шламом	83/0
С мукой	11,5	С белым шламом при каустификации	2,4/14,1
		С $\text{Al}(\text{OH})_3$	4,5/26,5
		С содой	5,7/33,5
		С барометрической водой	2,5/14,7
		С оборотным раствором	1,9/11,2
Итого	100	Итого	100

В числителе дроби дан процент от общего количества органических веществ, а в знаменателе – от количества растворенных органических веществ.

Таким образом, из этого материального баланса видно, что основная масса органики – 83 %, выделившаяся из цикла с отвальным красным шламом. Из раствора органические вещества удаляются главным образом с содой (рыжей содой) и $\text{Al}(\text{OH})_3$. Гидроксид алюминия, полученный декомпозицией

в ветви Байера, окрашен органическими веществами в розовый цвет в отличие от белоснежного гидроксида, получаемого по способу спекания. Чем больше органических веществ, тем больше их выходит из цикла этими путями.

Установлено, что органические вещества способны накапливаться в алюминатных растворах до некоторого предела, когда наступает равновесие между их поступлением и выводом из раствора. При таком равновесии содержание этих веществ должно оставаться ниже предельного, в противном случае нужны дополнительные меры для очистки растворов. Исследования показали, что из бокситов практически полностью выщелачиваются гуминовые вещества в виде хорошо растворимых щелочных гуматов. Битумы выщелачиваются не более чем на 10 % и при разбавлении и сгущении автоклавной пульпы они нацело выпадают в осадок. Гумины на выщелачивании и частично на других переделах окисляются с образованием оксалата натрия и смолистых веществ. Эти смолистые вещества, состоящие в основном из карбоновых кислот, окрашивают алюминатные растворы в коричневый цвет, а при больших содержаниях их растворы окрашиваются в черный цвет.

Изучая действие органических веществ на процесс выщелачивания, М. Н. Смирнов показал, что органические вещества, имеющие в своем составе спиртовые группы, ускоряют выщелачивание диаспоровых бокситов. Причем было установлено, что они повышают активность извести, увеличивая ее растворимость в алюминатных растворах. Смолистые вещества (оксалат и ацетат натрия) не влияют на извлечение глинозема из диаспоровых бокситов. Органические вещества, представляющие битумы, понижают скорость растворения диаспора в бокситах. По мнению М. Н. Смирнова, такие вещества при выщелачивании обволакивают частички гидроксида в боксите и затрудняют доступ к ним алюминатного раствора. Органические вещества замедляют декомпозицию алюминатных растворов, а также кристаллизацию обратной соды и сгущение красного шлама. Также затрудняют упаривание маточного раствора. Смолистые органические вещества уменьшают

поверхностное натяжение алюминатных растворов и тем самым способствуют вспениванию их при транспортировке и перемешивании. Особенно сильное вспенивание наблюдается в мешалках после измельчения боксита, в промывателях красного шлама, а также в декомпозерах.

Из бокситов в раствор переходит от 3,8 % до 11,9 % органических примесей, которые представляют собой различные формы органики (рис. 2.19). За многолетнюю циркуляцию содержание органики в оборотном растворе превышает почти в 30 раз ее поступление с бокситом. Основным носителем этой примеси являются: оборотный раствор, первая промывка и затравочный гидроксид. Органические вещества осложняют процесс сгущения красного шлама, разложения алюминатных растворов, кристаллизации ванадия и цементации галлия. Различают три основные группы органических веществ в щелочно-алюминатных растворах: гумины и первичные продукты их распада с величиной молекулярной массы больше 500, промежуточные (фенолкарбоновые кислоты и бензолкарбоновые кислоты) и низкомолекулярные продукты. Способностью образовывать пену обладают спирты, фенолы, кетоны, алифатические карбоновые кислоты (табл. 2.6).

Таблица 2.6

Групповой состав компонентов в органических суммарных экстрактах, полученных методом газожидкостной хроматографии

Компоненты	Состав в растворе, %	
	оборотном	алюминатном
Алифатические	26,09	19,29
Ароматические	15,30	13,60
Фенольные кислоты	10,63	7,38
Фенолы	1,18(5,23) ¹	9,08
Неидентифицированные ²	7,61	11,45
Фульвокислоты	34,16	39,25

¹ Цифры соответствуют первому и второму (в скобках) годам

² Включая щавелевую кислоту

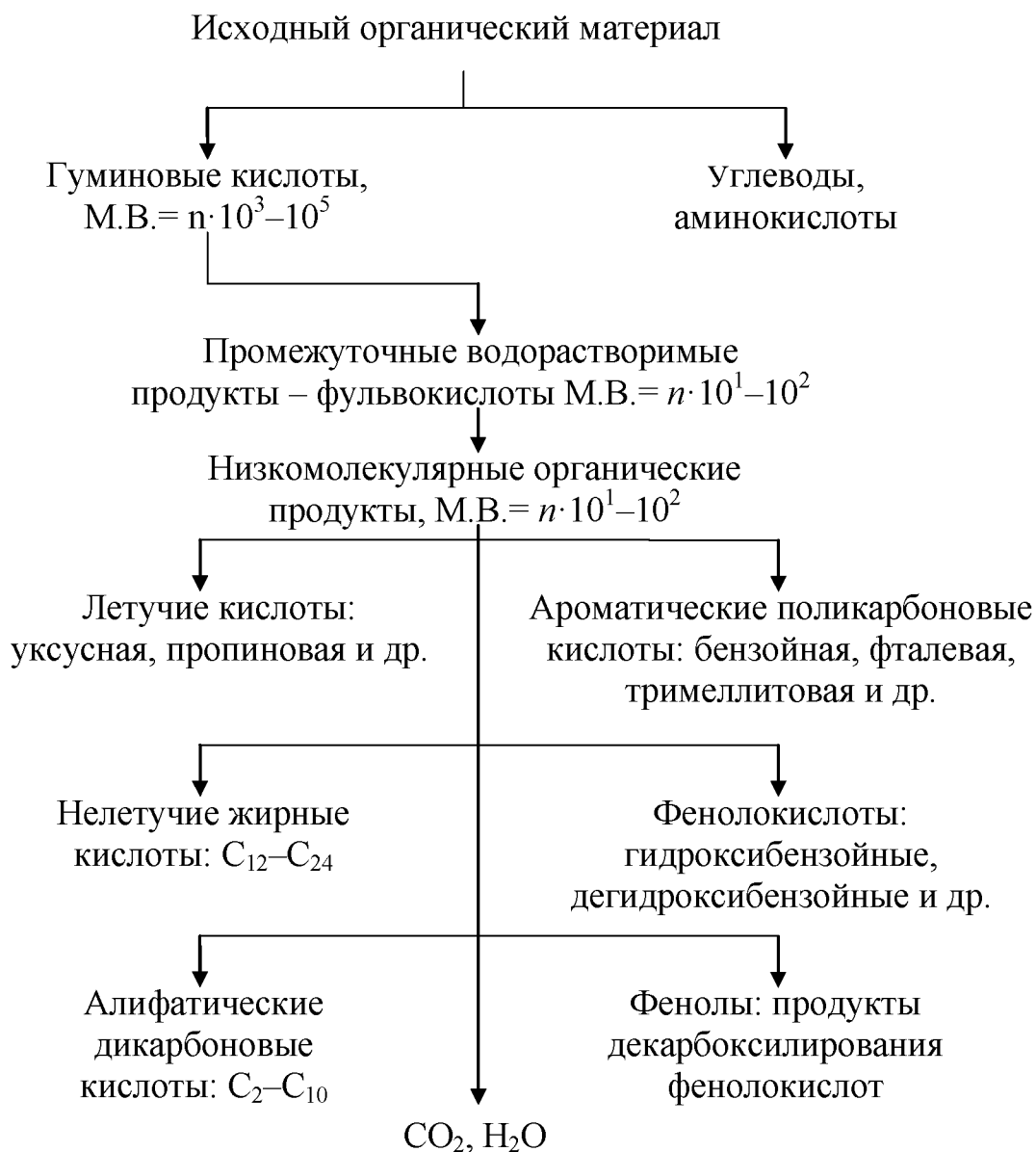


Рис. 2.19. Схема превращения органических веществ в цикле Байера: М.В. – молекулярная масса

При комбинированной схеме Байер-спекание обеспечивается поддержание оптимального количества органических веществ в оборотных растворах выводом их с красным шламом, с гидроксидом алюминия и, особенно, с оборотной содой. При переработке бокситов только по способу Байера приходится специально выделять органические примеси из растворов, чтобы уменьшить их содержание в оборотных материалах.

В истории развития алюминиевой промышленности известен пример, когда вновь построенный глиноземный завод, работающий по способу Байера, после нескольких месяцев эксплуатации пришлось закрыть из-за сильного загрязнения оборотных растворов органическими веществами.

3. СПОСОБ СПЕКАНИЯ

С увеличением содержания SiO_2 в боксите увеличиваются потери щелочи с красным шламом в ветви Байера. Бокситы с кремневым модулем меньше 7 единиц целесообразнее перерабатывать по способу спекания (рис. 1.16).

Впервые в 1871 году был разработан способ спекания боксита с кальцинированной содой. При спекании получили алюминат натрия, спек выщелачивали водой, но при этом наблюдались большие потери Al_2O_3 и каустической щелочи с красным шламом в виде ГАСНа .

В 1889 году Мюллером было предложено кроме соды в шихту добавлять известняк CaCO_3 . Причем добавку известняка в шихту он рассчитал на связывание как SiO_2 , так и Al_2O_3 .

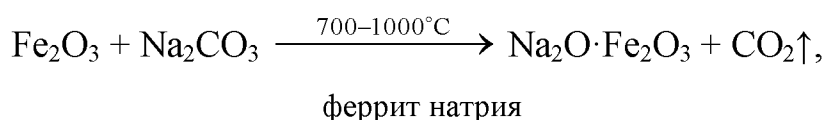
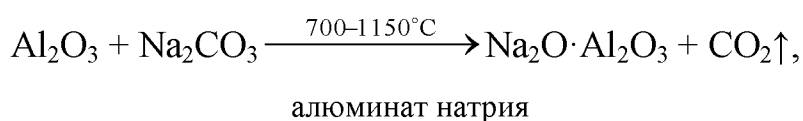
Лишь в 1902 году Пакад детально исследовал химические соединения, полученные в спеке, и пришел к выводу, что при спекании известняк нужно дозировать на получение двухкальциевого силиката $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$. Впервые появилось понятие «известковый модуль шихты» – молярное отношение:

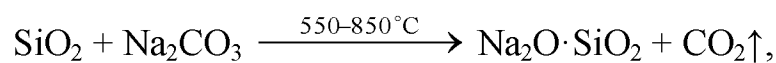
$$\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 2.$$

Щелочной модуль шихты:

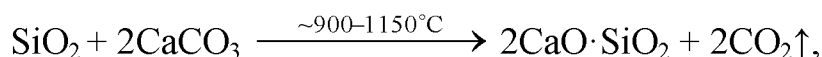
$$\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3} = 1.$$

Основные химические реакции, протекающие при спекании шихты:

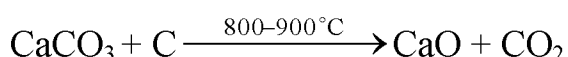
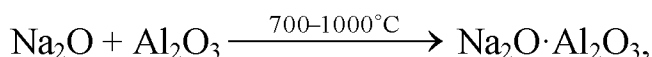
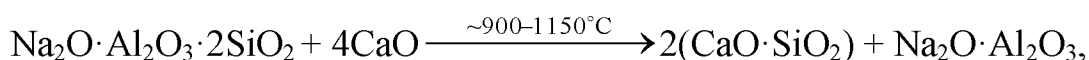
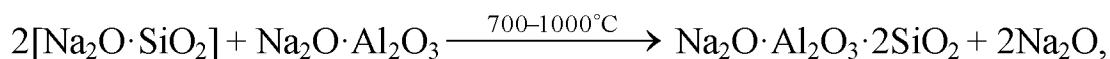




силикат натрия



двухкальциевый силикат



В 1931 году был построен и запущен по схеме спекания Волховский глиноземный завод. В настоящее время по способу спекания работают с мокрой шихтой, т. к. установлено, что перемешивание сухих продуктов осуществляется неравномерно, что не благоприятствует полному прохождению химических реакций при спекании. В основу проекта Тихвинского глиноземного завода, введенного в эксплуатацию в 1938 году, и была положена более удобная схема мокрого спекания, разработанная В. Я. Мазелем (рис.1.15).

В настоящее время имеются строго определенные требования к спеку, в частности качество спека характеризуется максимальным содержанием в нем растворимых соединений алюмината и феррита натрия, пористостью, склонностью к набуханию или схватыванию при выщелачивании, скоростью отстаивания и фильтрации полученных красных шламов. Важнейший показатель качества спека – извлечение глинозема и щелочи при выщелачивании спека, т. к. увеличение извлечения глинозема из спека приводит к уменьшению расхода руды(бокситов) и щелочи на тонну товарного глинозема.

Спеки, по физическому признаку, делят на плав, частично оплавленный, пористый и недопек.

Плав образуется при температуре выше 1250 °С и в дальнейшем плохо выщелачивается из-за образования нерастворимого соединения $\text{Na}_2\text{O} \cdot n\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot m\text{Fe}_2\text{O}_3$. Получение плава нежелательно.

Недопек получается при недостаточном нагреве шихты: реакции взаимодействия не прошли или прошли частично. Получение недопека нежелательно.

Получение пористого спека нежелательно, т. к. он обладает низкой механической прочностью. В дальнейшем такой спек будет разрушаться в пыль, затруднять технологические операции и ухудшать условия труда.

Спекание в печах нужно вести при температурах 1100–1350 °С до получения прочного, частично оплавленного пористого спека. Определенная пористость спека необходима для дальнейшего его выщелачивания в трубчатых выщелачивателях, в диффузионных аппаратах или в вертикальных выщелачивателях. Прочность необходима для того, чтобы спек в аппаратах не рассыпался и не получались мертвые зоны, куда не может поступать раствор (рис 3.1.).

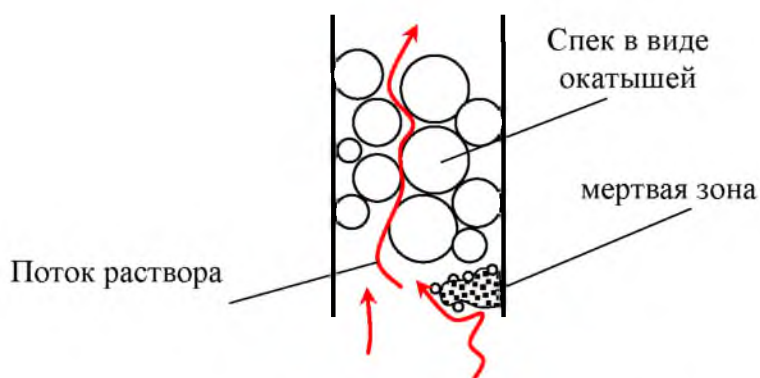


Рис. 3.1. Выщелачивания спека

Спекание шихты осуществляется в трубчатых вращающихся печах, подобных печам кальцинации. Отличие от печей кальцинации заключается в следующем:

1) Диаметр печи спекания по всей длине одинаковый, а в печи кальцинации может быть зона расширения;

2) Гидроксид алюминия в печи кальцинации подается шнековым питателем, а в печь спекания пульпа поступает наливом или через пульповые форсунки.

3.1. Химизм процесса спекания

При спекании происходит взаимодействие между твердыми веществами (твердофазные превращения). Температура плавления каждого из продуктов реакции очень высокая, а реакции спекания идут при более низких температурах и соответствуют правилу Таммана: *обмен катионов в твердом теле происходит с измеряемой скоростью только после достижения температуры, соответствующей 2/3 температуры плавления вещества.*

Схематично процесс спекания показан на рис. 3.2.

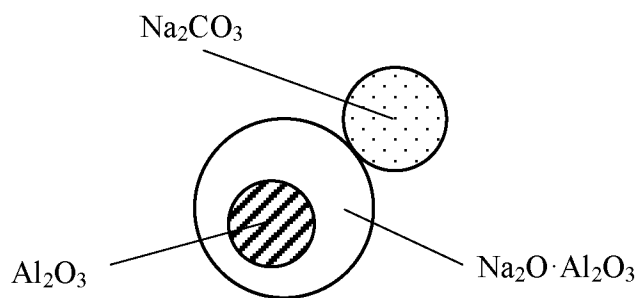


Рис. 3.2. Механизм процесса спекания

Через три контакта двух кусочков должно пройти химическое взаимодействие и химическая реакция. При плохом измельчении частицы соприкасаются малой поверхностью (уголками и обломками), поэтому первая задача в спекании – обеспечить тонкий помол, т. е. получить большую удельную поверхность измельченных веществ. При соприкосновении двух кристаллических веществ, способных химически взаимодействовать, возникает мономолекулярный слой продукта реакции. Атомы образующие кристаллические решетки, совершают колебательные движения, интенсивность которых увеличивается с ростом температуры. Появляется способность в преодолении силы сцепления и совершается обмен местами атомов,

происходит так называемая внутренняя диффузия, компоненты реакции переходят из одной фазы в другую и на поверхности Al_2O_3 появляется слой алюмината натрия, с утолщением данного слоя скорость реакции замедляется.

Уравнение скорости реакции можно записать так:

$$\frac{dm}{d\tau} = \frac{D}{\delta} \cdot C,$$

где m – количество продуктов реакции;

D – коэффициент диффузии;

δ – слой алюмината натрия;

C – концентрация Na_2O вокруг кусочка Al_2O_3 .

$D = f(T)$ – данная зависимость справедлива для реакции в жидком виде, т. е. чем выше температура T , тем больше коэффициент диффузии D и тем больше скорость процесса.

С этим связано, что процессы спекания интенсифицируются при $t > 1000$ °С (спекание бокситовой шихты осуществляется при $t = 1150$ – 1250 °С; спекание нефелиновой шихты при $t = 1250$ – 1350 °С).

В жидкой фазе (при более высокой температуре) все описанные выше процессы идут значительно быстрее, но недопустимо, чтобы все компоненты спека переходили в жидкую фазу, т. е. расплавлялись, т. к. при охлаждении эти плавы превращаются в твердые монолиты, практически не растворимые в воде.

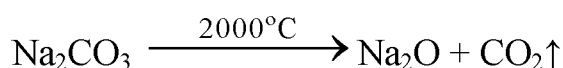
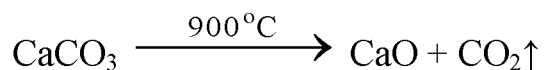
Необходимо иметь такую шихту, чтобы была разность между температурой плавления и твердофазной температурой реакции спекообразования (так называемая, площадка спекообразования; чем она больше, тем лучше для ведения процесса спекания и автоматического контроля данного процесса).

Изучение физико-химических превращений при спекании различных шихт затруднено наличием большого количества реагирующих оксидов, свободных или уже связанных, и их бывает не менее пяти; обычно с учетом малых примесей в боксите еще больше, поэтому желательно иметь четкое

представление о взаимодействии в системе пяти оксидов $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{Fe}_2\text{O}_3-\text{CaO}-\text{SiO}_2$.

3.2. Взаимодействие в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{Fe}_2\text{O}_3$

С повышением температуры от 50 °С до 300 °С происходит удаление воды – сушка (обезвоживание), т. е. в пятикомпонентной системе взаимодействие отсутствует, при нагревании до 600 °С начинается удаление кристаллогидратной воды с получением соединений боксита в виде оксидов. При температуре около 500 °С начинается удаление воды из каолинита ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), решетка его разрыхляется и остаются либо свободные оксиды, либо $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$, либо SiO_2 .



При спекании сода не разлагается, а начинает свое твердофазное взаимодействие с компонентами шихты уже при $t = 600$ °С (рис 3.3).

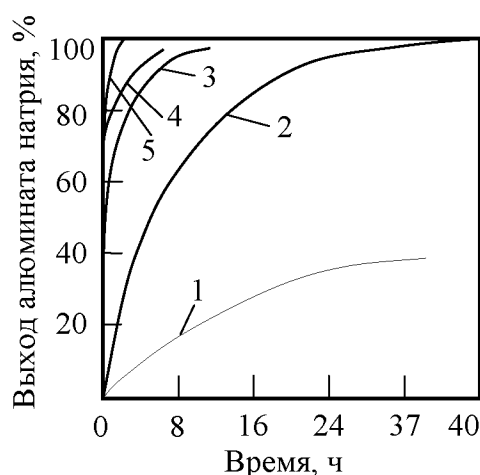
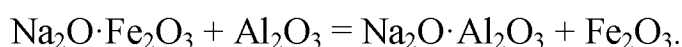
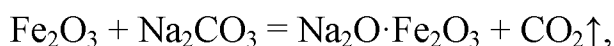


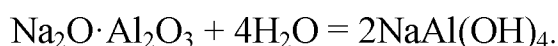
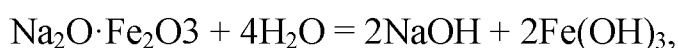
Рис. 3.3. Выход алюмината натрия при нагревании смеси Al_2O_3 и Na_2CO_3 до температур, °С:

1 – 700; 2 – 800; 3 – 900; 4 – 1000; 5 – 1150

При замене соды едкой щелочью взаимодействие с глиноземсодержащими минералами начинается при 600 °С с большей скоростью, причем получается тот же алюминат натрия независимо от избытка щелочи. Моноалюминат натрия плавится при $t = 1650$ °С. Тепловой эффект реакции равен 125,57 кДж/моль. В дальнейшем было установлено, что с ростом температуры скорость образования феррита натрия обгоняет скорость образования алюмината натрия и алюминат натрия получается через взаимодействие уже не с содой, а с ферритом натрия:



Образование феррита натрия в способе спекания играет большую роль, т. к. при выщелачивании феррит натрия разлагается в результате гидролиза с образованием каустической щелочи:



Каустическая щелочь повышает стойкость алюминатных растворов после выщелачивания спека. Таким образом, в спекании обычно шихту рассчитывают на получение феррита и алюмината натрия.

При изучении взаимодействия соды и оксида железа было установлено:

1) реакция начинается при той же температуре, что и для Al_2O_3 (от 500 °С до 700 °С), но идет быстрее и заканчивается уже при 1000 °С;

2) при всех температурах и любом молярном отношении $\text{Na}_2\text{CO}_3/\text{Fe}_2\text{O}_3$ всегда получается метаферрит натрия $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$;

3) при избытке соды в смеси наблюдается замедление образования феррита натрия так же, как и в системе $\text{Na}_2\text{CO}_3\text{-Al}_2\text{O}_3$;

4) образование феррита натрия в присутствии NaOH идет с освобождением 178,73 кДж/моль, а при взаимодействии с содой – с поглощением тепла 185,43 кДж/моль;

5) температура плавления феррита натрия 1345 °С;

6) при высоких температурах спекания происходит термическая диссоциация феррита натрия, которая сопровождается улетучиванием Na_2O и образованием практически нерастворимых соединений типа $\text{Na}_2\text{O} \cdot 11\text{Fe}_2\text{O}_3$.

3.3. Взаимодействие в системе $\text{CaCO}_3\text{-SiO}_2$

В данной системе известно образование следующих соединений:

- метасиликат кальция α , β модификации (α -, β - $\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$), $t_{\text{пл}} = 1540\text{ }^\circ\text{C}$;
- трехкальцевый силикат $3\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, $t_{\text{пл}} = 1475\text{ }^\circ\text{C}$;
- ортосиликат (двухкальцевый) $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$, $t_{\text{пл}} = 2130\text{ }^\circ\text{C}$;

$2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ существует в трех модификациях:

1. α - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ – устойчив при $t = 2130\text{--}1420\text{ }^\circ\text{C}$;
2. β - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ – устойчив при $t = 1420\text{--}675\text{ }^\circ\text{C}$;
3. γ - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ – устойчив при $t \leq 675\text{ }^\circ\text{C}$.

В производстве глинозема по способу спекания наибольшее значение имеет ортосиликат кальция (двухкальцевый силикат), т. к. он возникает первым при нагревании смеси CaCO_3 и SiO_2 в любых пропорциях.

β - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ неустойчив при $675\text{ }^\circ\text{C}$ и ниже, но в алюминатных спеках бокситовой, нефелиновой и другой алюминатной шихты, содержащих щелочь, он устойчив даже при полном охлаждении.

Таким образом, в спеках глиноземного производства $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ кристаллизуется только в β -модификации.

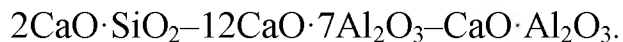
α -, β -формы $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ обладают вяжущими свойствами, что используется в промышленности для получения строительных материалов и огнеупоров.

γ - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ не обладает вяжущими свойствами, и в огнеупорной промышленности переход β - в γ -модификацию недопустим, т. к. при охлаждении кирпичи могут полностью рассыпаться в порошок за счет увеличения объема γ - $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ на 10–12 % (саморассыпающиеся шлаки).

3.4. Система $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$

В данной системе имеется два тройных соединения: $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ – анотит, $2\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ – геленит. Оба эти соединения практически нерастворимы в содощелочных растворах, что приводит к потерям глинозема

из кальциевых спеков, поэтому в данной тройной системе стремятся работать в области спеков в пределах следующих соединений:



Кристаллизующиеся в этой области расплавы не содержат других глиноземсодержащих соединений, кроме как $\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ и $12\text{CaO} \cdot 7\text{Al}_2\text{O}_3$, которые хорошо растворяются при выщелачивании их содовыми растворами.

3.5. Система $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ - $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ - $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Систему относят к трехкомпонентной и представляют в виде равностороннего треугольника (рис. 3.4).

Основными фазами в данной системе являются:

- 1) $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ (NaAlO_2), NA – алюминат натрия;
- 2) $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$ (NaFeO_2), NF – феррит натрия;
- 3) $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (Ca_2SiO_4), C_2S – двухкальциевый силикат.

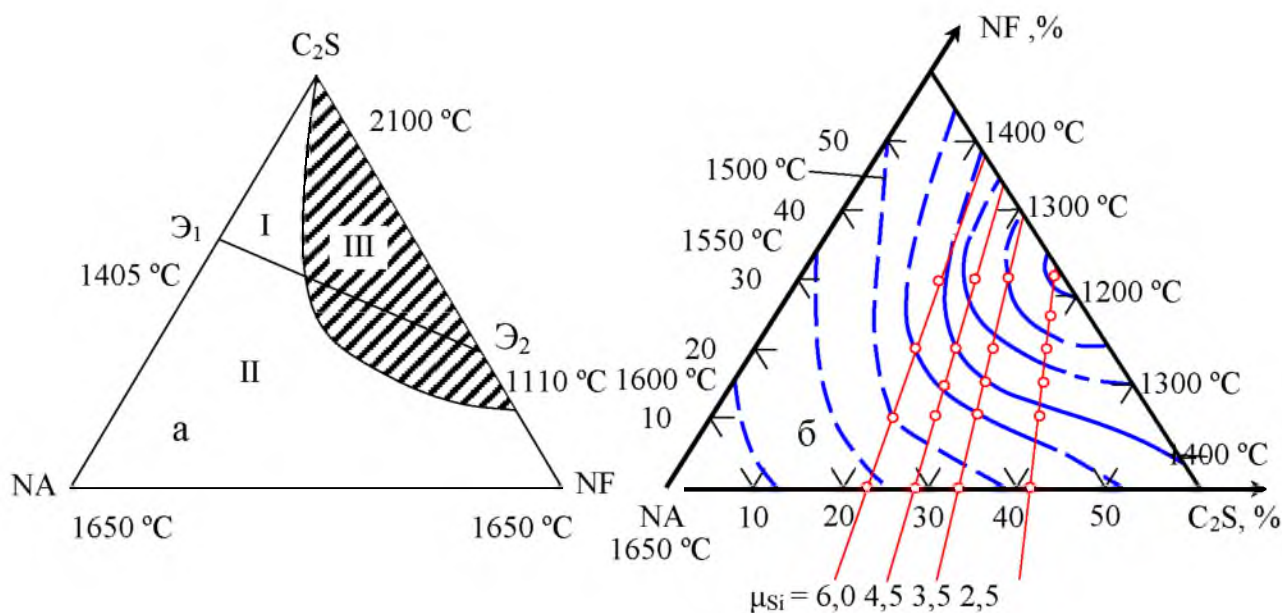


Рис. 3.4. Диаграмма состояния системы $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3(\text{NA})$ - $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3(\text{NF})$ - $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2(\text{C}_2\text{S})$:

а – схема фазовых полей; I – поле первичной кристаллизации $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$; II – поле первичной кристаллизации $\text{Na}_2\text{O} \cdot (\text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_3$; III – поле первичной кристаллизации $\text{Na}_2\text{O} \cdot 8\text{CaO} \cdot 5\text{SiO}_2$ и $4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$; б – температура плавления спеков

Рассмотрим сначала характеристику двойных систем, определяемую сторонами треугольника (рис. 3.4.)

Система $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$

Алюминат и феррит натрия образуют непрерывный ряд твердых растворов – алюмоферритов, общая формула которых $\text{Na}_2\text{O} \cdot (\text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_3$.

Система $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 - 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Является бинарной с эвтектическим составом: 61 % $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ – Э_1 ; $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$ – Э_2 .

Температура плавления эвтектики (Э_1) 1405 °С

$\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3 - 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$

Система имеет эвтектику с температурой плавления 1110 °С. В системе существует область 40–70 % $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ и 30–60 % $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, где образуются соединения $2\text{Na}_2\text{O} \cdot 8\text{CaO} \cdot 5\text{SiO}_2$ и $4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$. Образующиеся в этой системе соединения не разлагаются при гидрохимической переработке спека и поэтому служат источниками потерь щелочи.

Таким образом, в представленной системе различают три области. Область выше линии $\text{Э}_1\text{Э}_2$ вне заштрихованного поля отвечает первичной кристаллизации твердых растворов алюмоферрита натрия, и ее можно рассматривать как бинарную: $\text{Na}_2\text{O} \cdot (\text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_3 - 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$.

Заштрихованная область относится к более сложной системе, в которой наряду с фазами первичной кристаллизации и их эвтектикой частично образуются фазы, являющиеся продуктами взаимодействия алюмоферрита натрия с двухкальциевым силикатом. На рис. 2.5 представлена диаграмма плавкости смесей в изучаемой системе в зависимости от различных кремневых модулей смесей.

3.6. Физико-химические характеристики алюминатных спеков

В зависимости от качества исходного сырья при производстве глинозема получают спекы: бокситовые, нефелиновые, шламовые, алюмокальциевые

(саморассыпающиеся). Они различаются составом и соотношением основных фаз.

Для характеристики фазного состава обычно используют молекулярное отношение основных компонентов.

$$\text{Щелочной модуль: } M_{\text{щ}} = \frac{R_2O(Na_2O, K_2O)}{Al_2O_3 + Fe_2O_3 + SO_3 + SiO_2} = 1.$$

$$\text{Известковый модуль: } M_{\text{изв}} = \frac{CaO}{SiO_2} = 2.$$

$$\text{Кремневый модуль: } M_{\text{кр}} = \mu_{\text{Si}} = \frac{Al_2O_3}{SiO_2}.$$

$$\text{Модуль ферритного отношения: } M_{\text{фо}} = \frac{Fe_2O_3}{Al_2O_3}.$$

А также абсолютное содержание основных компонентов Al_2O_3 и Fe_2O_3 . Рассмотрим особенности фазового состава получения указанных видов спека.

Существуют пределы изменения химического состава бокситового спека, %: $Al_2O_3 = 30\text{--}32,7$; $Na_2O = 22,8\text{--}25$; $CaO = 17,5\text{--}21,3$; $Fe_2O_3 = 9,6\text{--}12,2$; $SiO_2 = 9,6\text{--}11,3$; $M_{\text{щ}} = 1$, $M_{\text{изв}} = 2$.

Фазовый состав такого спека отвечает полю 1 диаграммы состояния NF-NA- C_2S (рис. 3.4). Следовательно, бокситовый спек можно рассматривать как продукт бинарной системы «алюмоферрит натрия-двухкальциевый силикат» с первичной кристаллизацией алюмоферритной фазы.

В производственных условиях фазовый состав спека оценивается по извлечению Al_2O_3 и Na_2O в раствор при стандартном выщелачивании. И чем выше извлечение данных полезных компонентов, тем ближе фазовый состав спека к равновесному. Отличительной особенностью промышленного процесса спекания является влияние на него различных факторов. Например, примесей серы, поступающей с топливом и исходным сырьем, расшихтовкой бокситовой шихты, связанной с возвратом пыли в коррекционные бассейны и нестационарностью процесса, обусловленной особенностями теплообмена и кинетикой спекания во вращающихся печах.

С целью уточнения оптимального состава спека В. Я. Абрамовым и Н. Г. Линдтропом был применен регрессионный анализ к обработке среднесуточных статистических данных, собранных за четыре года. В результате были получены регрессионные уравнения, отражающие влияние состава спека на технологическое извлечение из него Al_2O_3 и Na_2O . Наиболее интересные зависимости, на рис. 3.5. и 3.6. вытекающие из полученных уравнений, представлены в виде графиков.

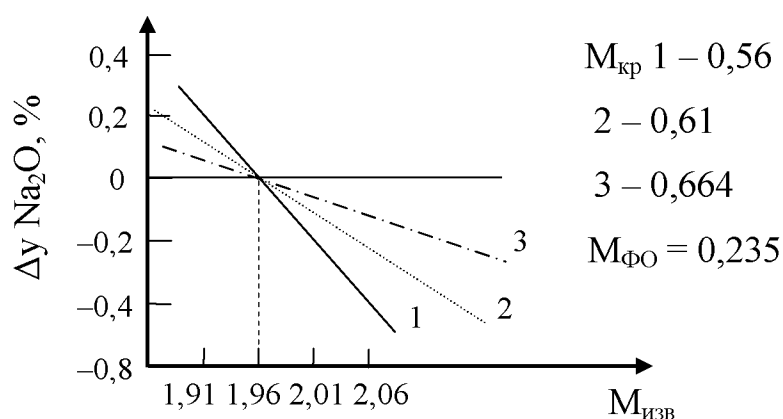


Рис. 3.5. Зависимость изменения извлечения щелочи от известкового модуля в бокситовом спеке

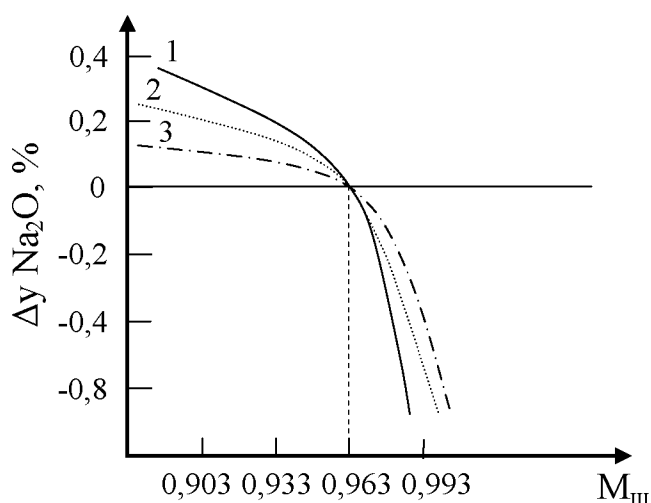


Рис. 3.6. Зависимость изменения извлечения щелочи от щелочного модуля в бокситовом спеке

Анализ влияния управляемых параметров позволяет сделать следующие выводы.

Оптимальный щелочной модуль $M_{щ}$ на практике близок к теоретическому и равен 1. Оптимальный известковый модуль $M_{изв}$ близок к 1,96 вместо 2. Такое отличие обусловлено неполным взаимодействием CaO с SiO_2 боксита, что приводит к последующему взаимодействию свободного оксида кальция в дальнейшем с алюминатным раствором и потерей глинозема в виде кальциевых алюминатов. В. Д. Рывкин и А. О. Иванов показали, что в условиях воспроизведения температурного режима процесса спекания разница в извлечении оксида алюминия из спека, полученного в лабораторных и промышленных условиях, составляет не более 2 %. Отсюда можно считать, что лабораторные данные могут быть использованы в дальнейшем для оценки промышленного процесса спекания с учетом особенностей теплообмена.

Качественный бокситовый спек имеет истинную удельную плотность $2,95 \text{ г/см}^3$; пористость 5–20 %; тепловой эффект спекообразования 300 ккал/кг или 1255 кДж/кг. Значения средних теплоемкостей приведены в табл. 3.1. Примерный химический состав спеков, полученных из различного вида сырья, приведен в табл. 3.2.

Таблица 3.1

Значение средней теплоемкости нефелиновых и бокситовых спеков при разных температурах

t, °C		100	200	300	400	500	600	700	800	900
C_p , кДж кг·К	нефелин. спек	0,98	1,01	1,02	1,03	1,05	1,08	1,10	1,11	1,11
	боксит. спек	1,03	1,02	1,09	1,11	1,12	1,15	1,17	1,18	1,19

3.7. Поведение основных компонентов спека при выщелачивании

Выщелачивание алюминатных спеков состоит в извлечении из спека алюмината натрия и щелочи из феррита натрия по следующим химическим реакциям:

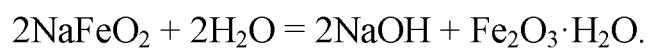
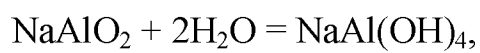
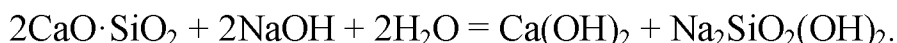


Таблица 3.2

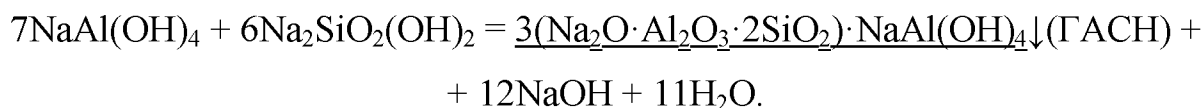
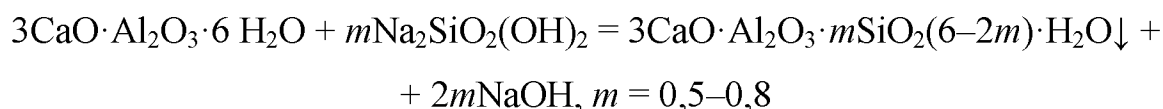
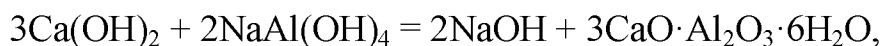
Примерный состав алюминатных спеков,
полученных из различного вида сырья

Способ производства глинозема	Содержание основных компонентов спека, %				
	Al ₂ O ₃	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	CaO	SiO ₂
Спекание (нефелиновый концентрат)	15,5	9,8	2,3	46,4	26,0
Параллельный вариант Байер-спекания - трехкомпонентная шихта (Богословский алюминиевый завод), бокситовые спеки	33,0	32,0	14,8	12,8	7,7
Параллельный вариант Байер-спекания - двухкомпонентная шихта (Уральский алюминиевый завод), бокситовые спеки	38,5	34,8	16,9	3,0	6,8
Последовательный вариант Байер-спекания (Павлодарский алюминиевый завод), шламовые спеки	18,7	16,2	19,0	32,1	14,0

Основным источником поступления в алюминатный раствор кремния в процессе выщелачивания алюминатных спеков является реакция взаимодействия двухкальцевого силиката со щелочью:



Продукты разложения двухкальцевого силиката, в свою очередь, взаимодействуют с алюминатным раствором:



Потери Na₂O и Al₂O₃, связанные с протеканием данных реакций, называются вторичными.

В процессе выщелачивания пористая структура спеков вследствие извлечения из них алюмината натрия и разложения феррита натрия претерпевает сильные изменения.

Таким образом, в отличие от способа Байера алюминатные растворы после выщелачивания алюминатных спеков всегда пересыщены SiO_2 по отношению к ГАСН , и поэтому перед выделением из них $\text{Al}(\text{OH})_3$, они должны быть подвергнуты операции обескремнивания. Данная операция может быть осуществлена как при температуре 90–100 °С (безавтоклавное обескремнивание), так и при температуре 165 °С (автоклавное обескремнивание). Глубина обескремнивания алюминатных растворов на первой стадии определяется условиями кристаллизации ГАСН .

На рис. 3.7 приведен обобщенный график полей кристаллизации различных алюмосиликатов натрия в зависимости от температуры.

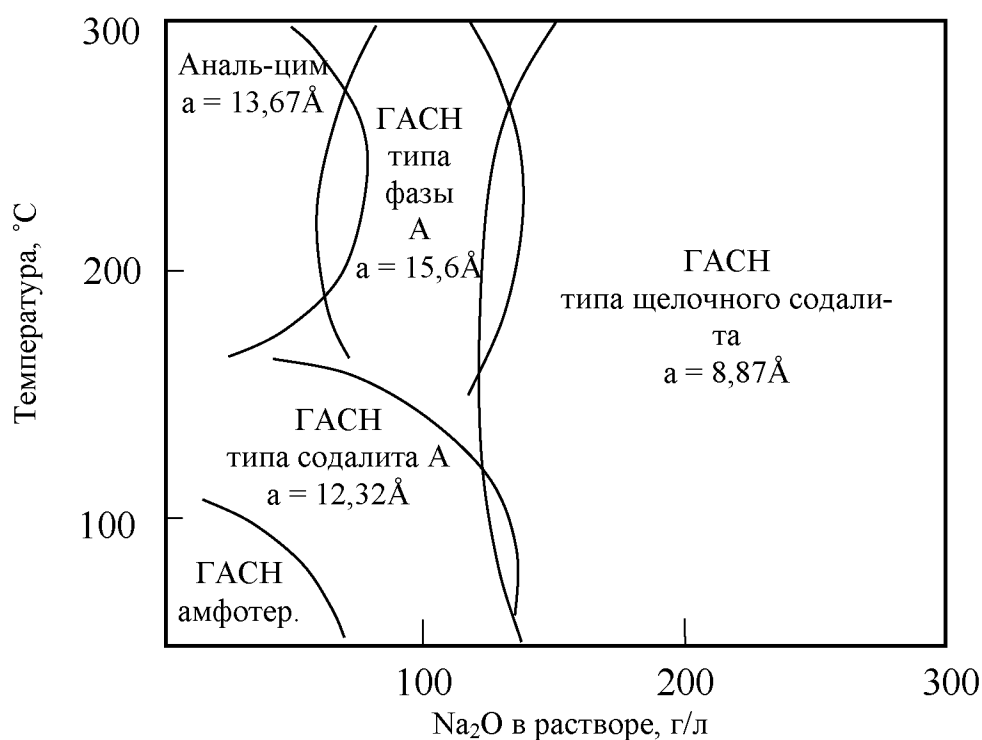


Рис. 3. 7. Диаграмма полей кристаллизации ГАСН в зависимости от концентрации щелочи в растворе и температуры для высокомолекулярных растворов

Из системы $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{SiO}_2-\text{H}_2\text{O}$ при низких температурах в щелочно-алюминатных растворах глиноземного производства должны

кристаллизуются в соединения ГАСН типа цеолит ($<100\text{ }^{\circ}\text{C}$). При высоких температурах ($>140\text{ }^{\circ}\text{C}$) кристаллизуется содалит (ГАСН), в присутствии ионов SO_4^{2-} – канкринит (ГАСН). Все синтезированные разновидности ГАСНа имеют природные аналоги, каркасы которых по составу и структуре существенно не отличаются друг от друга. Поэтому кристаллические решетки и их габитус очень близки. Таким образом, сравнение физико-химических характеристик описанных разновидностей гидроалюмосиликатов натрия показывает, что каждая из них является индивидуальным химическим соединением с постоянным химическим составом и определенными кристаллооптическими, термографическими и спектрографическими характеристиками.

При операции карбонизации из алюминатных растворов наряду с гидроксидом алюминия, выделяется и кремний в виде ГАСНа. Это хорошо иллюстрируется на рис. 3.8.

Кристаллизация ГАСН обусловлена в данном случае низкой растворимостью SiO_2 в содовых растворах. В связи с этим для получения товарного глинозема возникает необходимость в глубокой предварительной очистке алюминатных растворов от кремния. Вторая стадия обескремнивания (более глубокая) требуется при использовании технологии разложения щелочно-алюминатных растворов способом карбонизации.

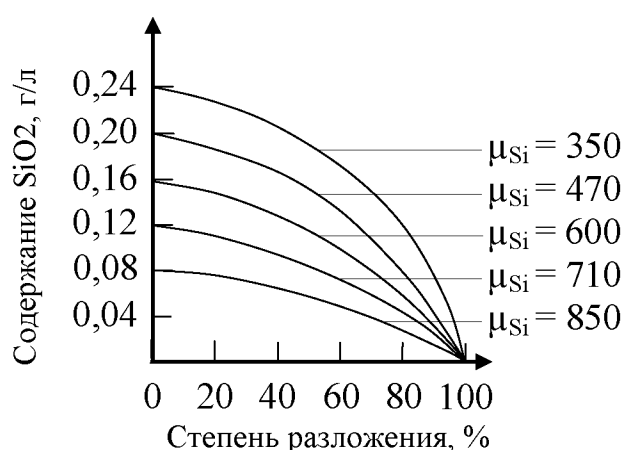


Рис. 3. 8. Изменение содержания SiO_2 в алюминатных растворах в зависимости от глубины карбонизации при различных начальных кремневых модулях растворов

Вторая стадия обескремнивания осуществляется с применением для этого извести – $\text{Ca}(\text{OH})_2$. При необходимости глубокой очистки алюминатных растворов от кремния процесс обескремнивания рекомендуется вести в две стадии – с целью уменьшения потерь глинозема. На первой стадии кремний выделяется в виде H_2SiO_3 , на второй – гидрограната кальция – $3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 0,55\text{SiO}_2 \cdot 5,5\text{H}_2\text{O}$. Введение в раствор $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и положено в основу глубокой очистки щелочно-алюминатных растворов от кремния.

Производство глинозема по способу спекания из низкокачественных бокситов выгоднее, чем по способу Байера, так как в этом случае кремнезем связывается в малорастворимый при выщелачивании спека двухкальциевый силикат и выводится из процесса с красным шламом. При переработке бокситов по способу Байера кремнезем переходит в красный шлам в виде гидроалюмосиликата натрия, поэтому при использовании бокситов, содержащих повышенное количество кремнезема, потери щелочи и оксида алюминия с красным шламом оказываются очень большими, что резко удорожает производство глинозема.

Однако способ спекания имеет и недостатки. Наиболее существенный из них состоит в том, что для получения глинозема приходится расходовать большое количество тепла, в основном на операцию спекания, которая проходит при температуре 1100–1350 °С. Кроме того, для практического осуществления способа требуются большие капитальные вложения, поскольку спекание производится в громоздкой дорогостоящей аппаратуре (трубчатые вращающиеся печи). Многие переделы в технологическом отношении являются сложными (выщелачивание спека, операция обескремнивания и т. д.). Содержание глинозема довольно низкое, вследствие чего на единицу продукции получается много шлама. По способу спекания извлекают из бокситов в основном только глинозем, соединения железа и другие компоненты идут в отвал с красным шламом. Таким образом, себестоимость глинозема, получаемого по способу спекания, значительно выше, чем себестоимость глинозема, получаемого по способу Байера, поэтому

в дальнейшем опыт советской алюминиевой промышленности показал целесообразность использования в промышленности комбинированных технологических схем, сочетающих способы Байера и спекания. При добыче бокситов различного качества следует применять параллельную комбинированную схему Байер-спекание, согласно которой высококачественные бокситы перерабатываются по способу Байера, а низкокачественные – по способу спекания. Соотношение мощностей гидрохимической и спекательной ветвей определяется количеством соды, образующейся в гидрохимическом переделе за счет растворения карбонатных минералов (для бокситов СУБРа – карбоната кальция), поступающих в процесс с бокситом. Всю эту соду используют в ветви спекания.

При производстве глинозема из бокситов различного состава по параллельному варианту Байер-спекания значительно снижается себестоимость единицы продукции по сравнению с переработкой данных бокситов только по способу Байера или только по способу спекания. Параллельный вариант схемы Байер-спекания разработан в нашей стране и впервые был освоен на Богословском алюминиевом заводе.

4. ДРУГИЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМИНИЙСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

4.1. Кислотные способы получения глинозема

При отсутствии железа и присутствии большого количества кремнезема в руде наиболее эффективными способами переработки являются кислотные, суть которых сводится в отделении малорастворимого соединения SiO_2 (сиштоф) после обработки сырья кислотным раствором.

Все они характеризуются освобождением от большого количества кремнезема в руде в самом начале процесса выщелачивания.

При применении кислот исключается обогащение сырья, использование известняка и соды, обескремнивание растворов; в большинстве кислотных

способов уменьшается материальный поток. Однако и для кислотных способов характерны недостатки: необходимость использовать дорогостоящие кислотостойкие аппараты, а также то, что получаемый глинозем по составу и физико-химическим свойствам существенно отличается от глинозема, полученного в промышленности щелочными способами.

Для разложения высококремнистых алюминиевых руд могут применяться все минеральные кислоты. Практическое значение имеют серная, сернистая, соляная и азотная кислоты; с их применением ведется наибольший объем работ. Выбор кислоты зависит от конкретных условий минералогии сырья.

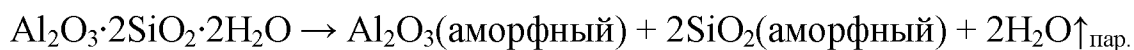
Кислотные способы переработки алюминиевых руд на глинозем позволяют уже в начале технологического процесса отделить глинозем от диоксида кремния. Такие процессы могут оказаться экономически целесообразными для переработки высококремнистого сырья – глин, каолинов, алунитов, бокситов с повышенным содержанием кремнезема, щелочных алюмосиликатов, для которых применение щелочных способов малоэффективно из-за необходимости расходования больших количеств топлива и известняка для связывания кремнезема при спекании.

Кислотные способы извлечения оксида алюминия из высококремнистого сырья состоят из следующих основных переделов:

- первичная обработка исходной руды (дегидратация или обжиг);
- перевод оксида алюминия в раствор;
- выделение и очистка промежуточного соединения алюминия;
- разложение промежуточного соединения с получением оксида алюминия;
- регенерация реагентов, применяемых на предыдущих стадиях.

В основном кислотные способы рекомендуются при переработке глин, каолиновых руд и алунитов. В предлагаемых схемах самой главной предварительной операцией является обжиг, т. к. каолинит без обжига в кислотах растворяется очень медленно.

В процессе обжига при $t = 500\text{--}700\text{ }^{\circ}\text{C}$ происходит разрушение кристаллической решетки каолинита по следующей реакции:



Аморфный Al_2O_3 хорошо растворяется в различных кислотах.

Наибольшее применение для переработки алюминиевых руд получили кислотные способы (рис. 4.1, 4.2). Одним из основных преимуществ использования серной кислоты (рис. 4.1.) является сравнительно низкая ее стоимость, легкость регенерации, а также значительный опыт по защите от коррозии, накопленный в сернокислотном производстве.

Сущность сернокислотных способов заключается в том, что предварительно обожженную или сырую алюминиевую руду обрабатывают серной кислотой или ее солями. Из сернокислых растворов, после их очистки от железа, выделяют сульфатные соли алюминия. После их обжига получают готовый продукт – глинозем. В некоторых случаях, если степень чистоты получаемого глинозема недостаточна для использования его для электролиза алюминия, черновой оксид алюминия перерабатывают по упрощенной схеме Байера. Для получения глинозема, очищенного от оксида железа, во многих кислотных способах предусматривается обезжелезивание растворов. Этот процесс заключается в восстановлении Fe^{3+} в кислом растворе до Fe^{2+} , так как когда железо находится в растворе в двухвалентном состоянии, осаждение его вместе с основной солью алюминия или квасцами не происходит.

При солянокислотном способе вскрытия алюминиевого сырья очистка растворов от железа осуществляется:

- удалением хлорного железа экстракцией изопропиловым эфиром;
- высаливанием кристаллов хлористого алюминия хлористым водородом;
- сочетанием двух указанных способов, то есть экстракцией и высаливанием;
- переработкой смеси оксидов алюминия и железа по упрощенной схеме Байера или способом спекания с содой.

Способ может быть эффективен для получения глинозема, используемого для специальных целей (сорбенты, носители катализаторов и т. п.).

К преимуществам солянокислотных способов относятся легкие условия регенерации кислоты в процессе термического разложения хлористого алюминия. Солянокислотные способы имеют ряд существенных недостатков. Это прежде всего наличие большого количества термических переделов, дорогостоящая операция охлаждения хлористоводородного газа, периодическое удаление части маточного раствора для вывода железа и других примесей, высокая агрессивность и большая летучесть соляной кислоты.

Аппаратура для кислотного выщелачивания используется свинцовая или наиболее дорогая – эмалированная.

Кислотные способы получения глинозема практически не применяются в промышленных масштабах в связи со следующими недостатками:

- 1) энергоемкая операция из-за необходимости обжига сырья;
- 2) необходимость применения специальной кислотостойкой аппаратуры, стоимость которой значительно выше, чем аппаратов из обычной стали;
- 3) трудность отделения и промывки кремнеземистого шлама – сиштофа;
- 4) большой расход кислоты за счет безвозвратных потерь;
- 5) трудоемкость всех операций;
- 6) вредность для здоровья;
- 7) сложность обезжелезивания растворов.

Полученный по кислотным технологиям глинозем характеризуется повышенной дисперсностью, загрязнен остаточным количеством железа и серы. К настоящему времени отсутствует промышленный опыт использования глинозема, полученного по кислотным технологиям для электролитического производства алюминия. Исходя из этого, наибольший практический интерес представляют смешанные кислотно-щелочные способы и схемы, в которых полупродукты кислотной переработки сырья (основные

и кислотные соли алюминия, квасцы, загрязненный примесями глинозем) переводят в щелочной раствор либо по способу спекания, либо по способу Байера.

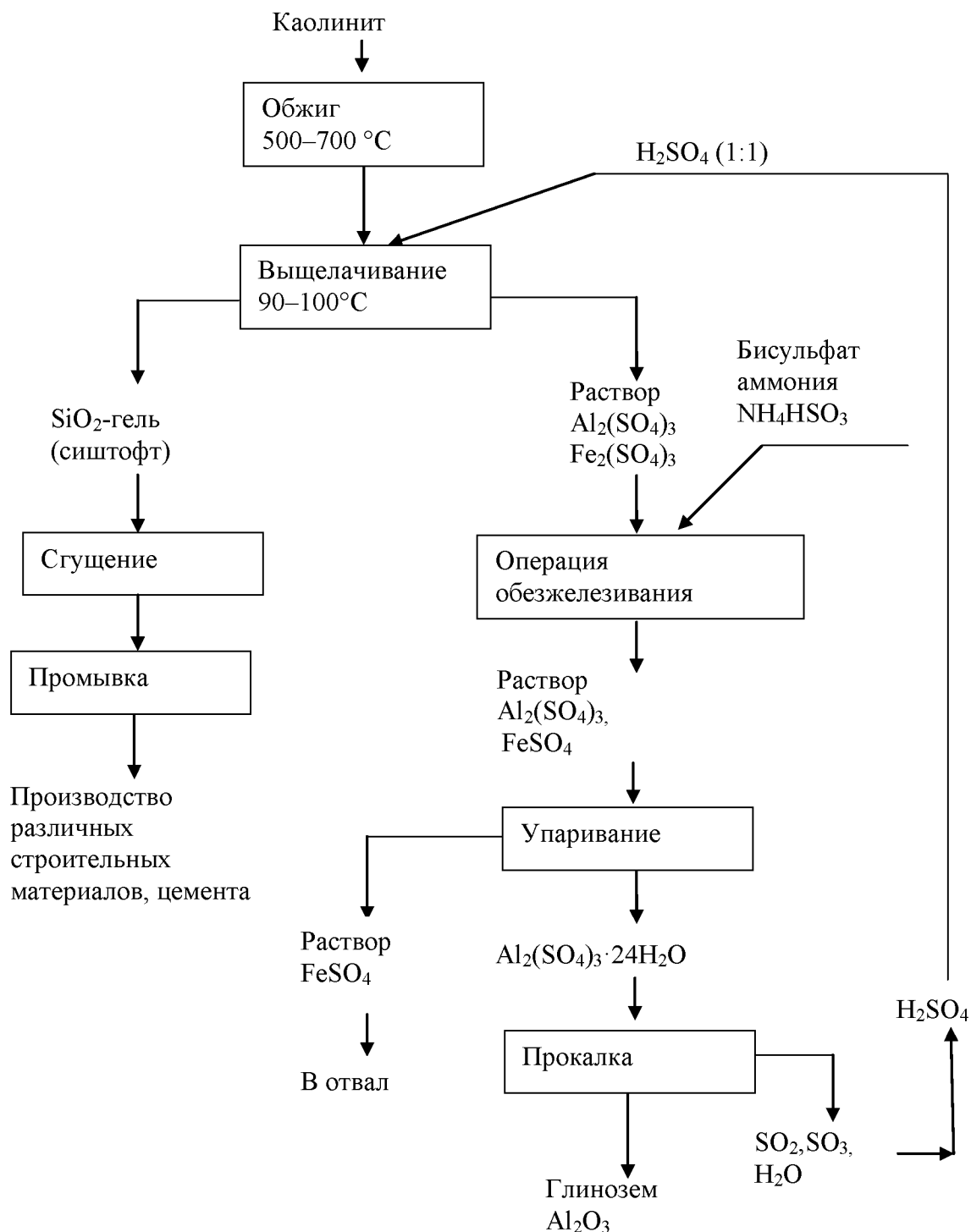


Рис. 4.1. Принципиальная схема сернокислотного способа получения глинозема

В дальнейшем из алюминатных растворов с применением известных приемов получают глинозем, соответствующий определенной марке как по химическому составу, так и по своим физическим свойствам. При этих технологиях кислые растворы не нуждаются в дорогостоящей операции обезжелезивания.

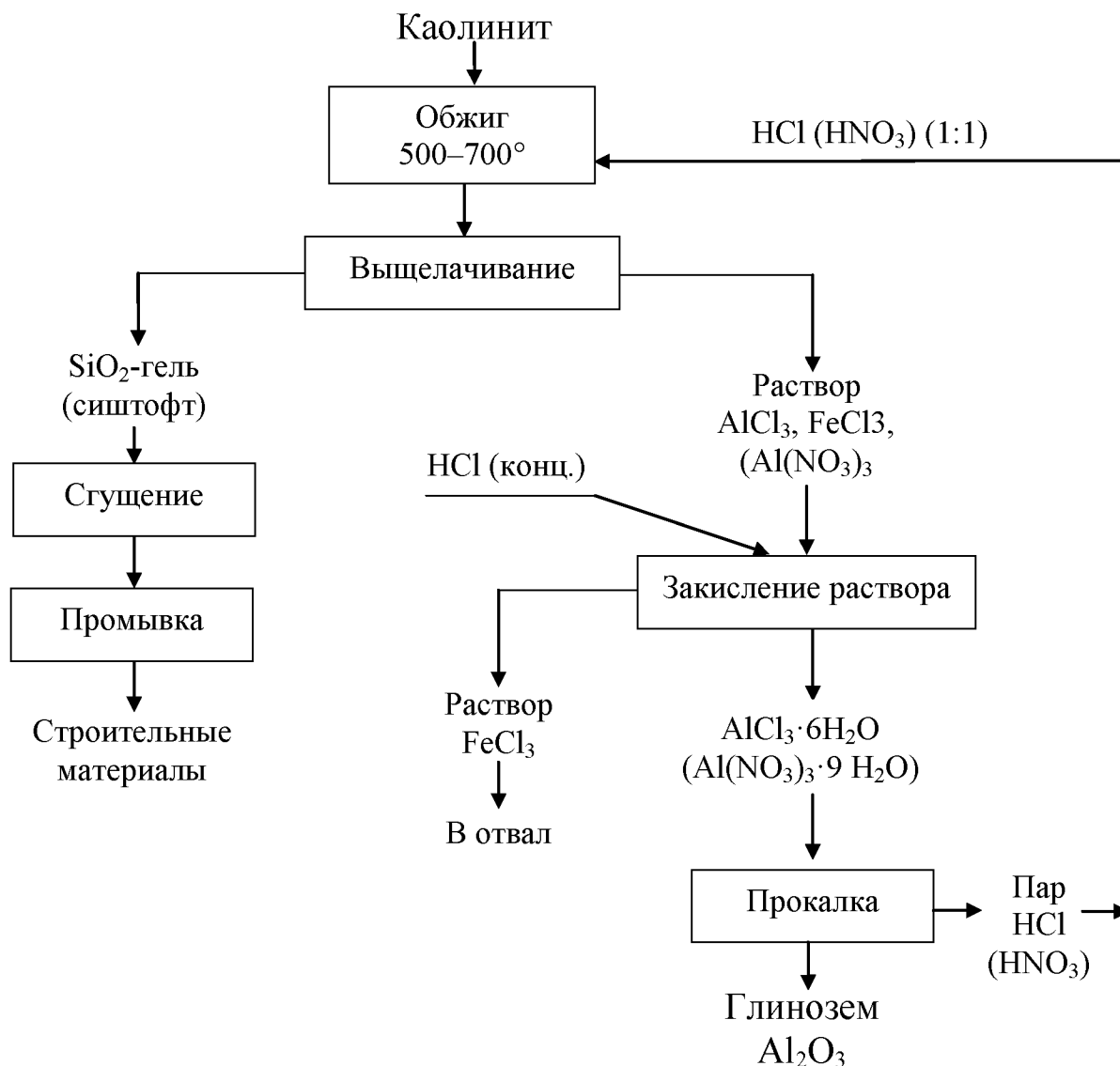


Рис. 4.2. Принципиальная схема соляно- и азотно-кислотного способа получения глинозема

4.2. Термический способ получения глинозема

Этот способ был открыт еще в 1900 году ученым Холлом. Он показал, что если проводить восстановительную плавку боксита, то оксиды железа и кремния могут восстановиться до металлического железа и кремния,

а алюминий, имеющий большее сродство к кислороду, так и останется в форме Al_2O_3 . Т. е. в результате восстановительной плавки получаем железо, загрязненное кремнием, и шлак, в котором в основном находится глинозем. Способ осуществляется следующим образом: боксит после измельчения брикетируется с коксом; брикеты подвергаются восстановительной плавке в электродуговых печах. Полученный шлак, состоящий из 99,9 % Al_2O_3 , обладает высокой легкотекучестью, т. е. соблюдается идеальное расслоение шлама и металла. Но данная технология имела ряд недостатков:

- 1) температура плавления $\text{Al}_2\text{O}_3 = 2050^\circ\text{C}$, т. е. для ведения данного процесса требовались более высокие температуры, что приводило к большим расходам электроэнергии;
- 2) титан тоже имеет большое сродство к кислороду и при плавке не восстанавливается до металла, а переходит в шлак, загрязняя глинозем;
- 3) полученный по данной технологии глинозем, состоит из 100 % α -модификации – $\alpha\text{-Al}_2\text{O}_3$ (корунд), который при электролизе плохо растворяется в электролите;
- 4) при охлаждении шлак превращается в монолит, твердость которого достигает 9 единиц по шкале Мооса (ср. твердость алмаза – 10 ед.).

Грязный плавленный глинозем, полученный по данной технологии, называют *алундом*; он используется для изготовления тиглей, огнеупоров, чехлов для термопар и т. д.

В 1918 году данный термический способ был усовершенствован учеными Жуковским и Кузнецовым: в шихту к бокситу добавили известняк (CaCO_3), известь (CaO) и кварц (SiO_2). Таким образом, был предложен оригинальный способ получения глинозема из низкокачественных бокситов с получением ферросилиция и саморассыпающихся глиноземсодержащих шлаков. Данный способ был положен в основу технологии производства глинозема на Днепровском алюминиевом заводе (рис. 4.3).

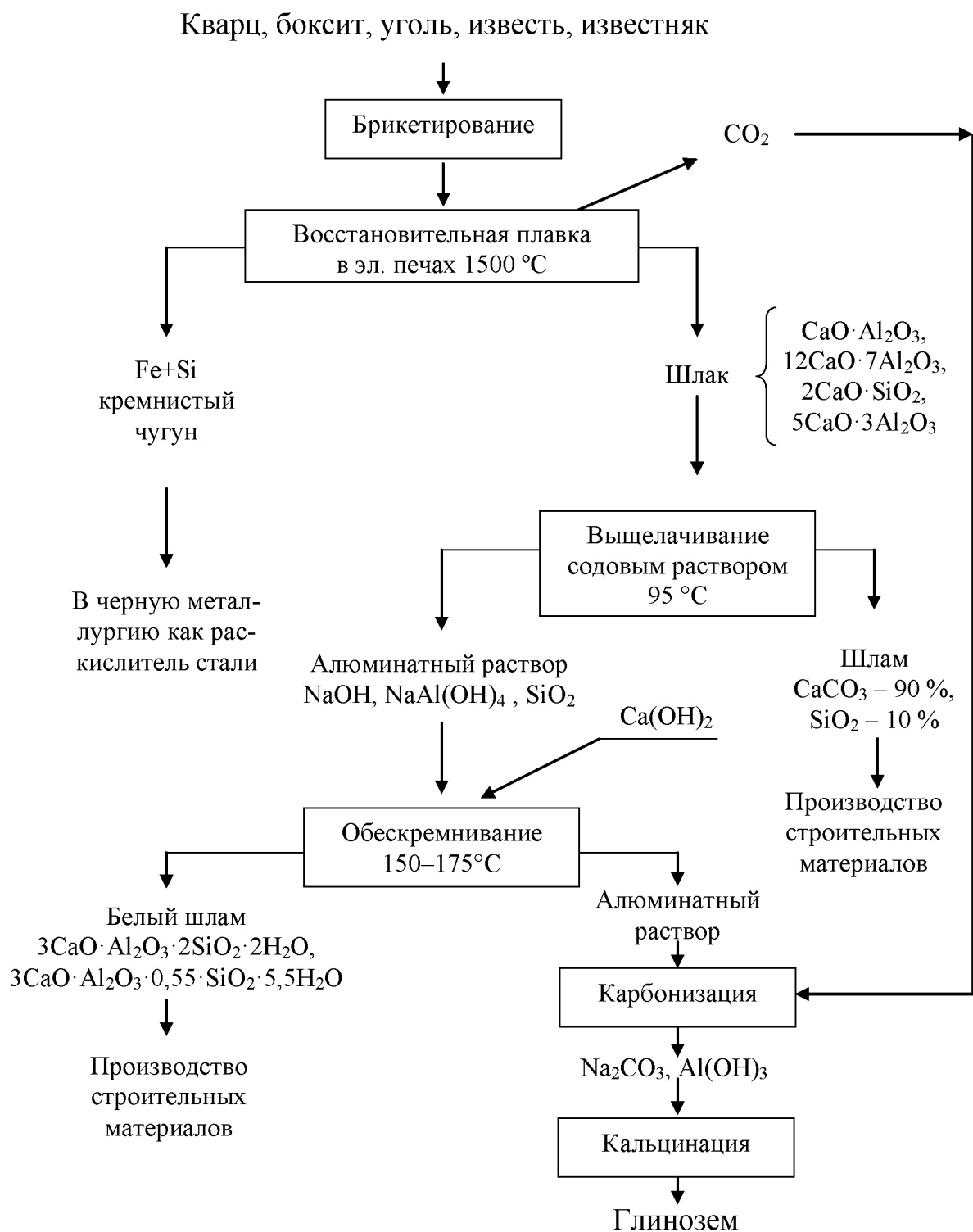
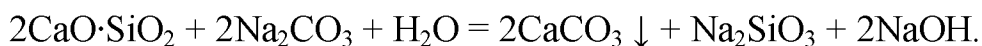
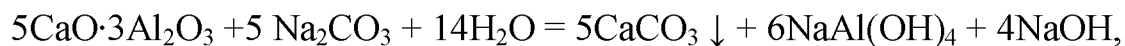
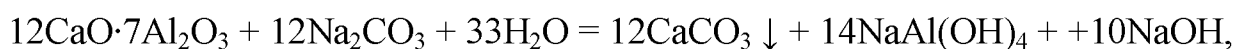
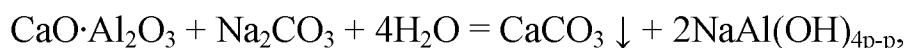


Рис. 4.3. Термический способ получения глинозема

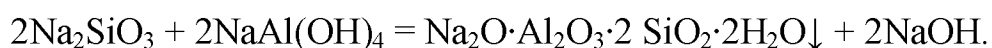
В шихту добавляют известь как связующее для брикетирования смеси, так же в шихту добавляется кварц для получения кондиционного ферросилиция Fe-Si, в котором должно содержаться до 70 % Si. Кроме того, кварц добавляют для улучшения жидкотекучести шлака и для получения двухкальциевого

силиката $2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$. Данный компонент очень ценный, т. к. уменьшает вязкость шлака при $t = 1500^\circ\text{C}$; и кроме того, при охлаждении он претерпевает ряд модификационных изменений, в частности переходит при охлаждении из α - \rightarrow β - \rightarrow γ -модификацию, причем с резким увеличением параметров кристаллической решетки. Если этого компонента содержится в шлаке всего 9 %, то этого уже достаточно, чтобы шлак при охлаждении рассыпался в мелкий порошок (так называемый саморассыпающийся шлак).

Основные реакции при содовом выщелачивании:



Операция обескремнивания:

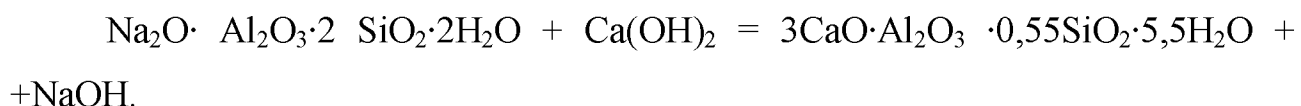


При более низких температурах обескремнивания получают ГАСН с $10\text{H}_2\text{O}$, который имеет рыхлую кристаллическую решетку, а при $2\text{H}_2\text{O}$ в ГАСНе кристаллическая решетка данного продукта получается плотная, осадок этот хорошо откристаллизован и хорошо сгущается. До операции обескремнивания кремневый модуль раствора $\mu_{\text{Si p-ра}} = 40$, после двухстадийной

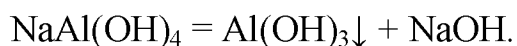
операции обескремнивания – $\mu_{\text{Si p-ра}} = 400\text{--}1000$. $\mu_{\text{Si p-ра}} = \frac{\text{Al}_2\text{O}_3(\text{г/л})}{\text{SiO}_2(\text{г/л})}$.

Такое глубокое обескремнивание требуется растворам, подвергающимся операции карбонизации.

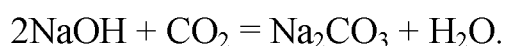
В дальнейшем с целью возвращения части щелочи из ГАСНа осадок обрабатывают известью (гашеной) по реакции:



Операция карбонизации раствора:



Избыток щелочи сдвигает данную реакцию влево – на этом базируется операция выщелачивания. Недостаток щелочи NaOH сдвигает данную реакцию вправо. Карбонизация отличается от декомпозиции тем, что стойкость раствора нарушается за счет химической реакции нейтрализации каустической щелочи раствором углекислым газом (пропускание газов $\approx 12\text{--}13\%$ CO_2 через раствор). В результате чего происходит реакция декаустификации щелочи:



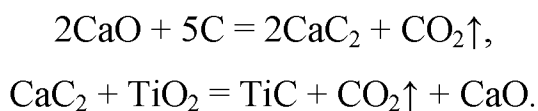
Это приводит к снижению каустического модуля щелочно-алюминатного раствора, и из него начинает интенсивно выделяться гидроксид алюминия.

При карбонизации за счет нейтрализации каустической щелочи, обычно со скоростью 8–16 г/л $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$ в час, создается гораздо большее пересыщение раствора по глинозему, чем в процессе Байера за счет снижения температуры. Образование зародышей в отсутствие затравки происходит в течение индукционного периода (30–40 мин). Полученные в индукционный период зародыши

в дальнейшем проходят стадии нуклеации, агломерации с образованием кристаллов и агломератов радиально-лучистого строения и одновременным линейным ростом полученных образований. В результате при карбонизации можно получить довольно крупные кристаллы со средним диаметром 90–100 мкм. Также, наряду с этим, в карбонизационном гидроксиде, довольно много мелких фракций – 48 мкм (до 14 %). Мелочь в основном получается в конце процесса.

В аппаратах увеличивается количество твердой фазы и поверхность кристаллов теряет свою активность, при этом происходит образование вторичных зародышей.

Поведение TiO_2 и CaO при термической обработке боксита сводится к следующим реакциям:



Данные соединения образуют настыль, которая оберегает футеровку печи в зоне дуги от разрушения.

4.3. Производство глинозема из нефелинов

В России в настоящий момент 1/3 часть глинозема производится по методу спекания щелочного алюмосиликатного сырья – нефелинов Кия-Шалтырского и Хибинских апатитовых месторождений. Для этого способа необходимо, чтобы молекулярное отношение SiO_2 к Al_2O_3 не превышало 5, а щелочное отношение было близко к 1. Основными минералами являются бесполовошпатовые нефелиновые породы и нефелиновые сиениты, перерабатываемые на глинозем, цемент и содопродукты способом спекания. Запасы нефелина только в балансовых апатит-нефелиновых рудах составляют 1,7 млрд т, а общие ресурсы на Кольском полуострове практически неограниченны. Переработка такого вида сырья осуществляется на Ачинском глиноземном комбинате и Пикалевском глиноземном комбинате. Нефелиновый концентрат имеет следующий химический состав, мас. %: Al_2O_3 – 28,0, Na_2O – 12,5, K_2O – 7,7, CaO – 1,3, SiO_2 – 43,9, Fe_2O_3 – 3,4, с молярным отношением $(\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O})/\text{Al}_2\text{O}_3 = 1$ и $\text{SiO}_2/\text{Al}_2\text{O}_3 = 2,64$. Промышленная ценность данного продукта не ограничена только глиноземом, а учитывает содержание оксидов натрия и калия, рубидия, цезия и галлия. Комплексная безотходная переработка Кольского нефелина, разработанная в Советском Союзе, не имеет аналогов в мировой практике. По данной технологии на каждую тонну глинозема вырабатывается 0,75 т кальцинированной соды, 0,3 т поташа и около 10 т портландцемента.

Нефелиновый концентрат – продукт флотационного обогащения апатит-нефелиновой породы Кольского полуострова. Он представляет собой тонкодисперсный материал ($<0,085$ мм – 20–40 %) с содержанием нефелина не менее 95 % и влаги не более 1,5 %. Кольский нефелиновый концентрат является рудой для двух заводов – Пикалевского и Волховского.

Другим важным источником нефелинового сырья, имеющим промышленное значение, являются Кия-Шалтырские нефелиновые уртиты (Кемеровская область). Они без предварительного обогащения идут на переработку на Ачинский глиноземный комбинат. Содержание нефелина в уртитах в среднем 85 %, содержание Al_2O_3 примерно то же, что и у концентрата, несколько меньшее R_2O и большее Fe_2O_3 (табл. 4.1).

Нефелиновые сиениты – наиболее широко распространенный вид нефелинового сырья; значительные запасы их отмечены в Красноярском крае (Ужурское и Татарское месторождения), Бурятии. Они явно уступают по содержанию полезных компонентов и концентрату, и уртитам, и без предварительного обогащения их переработка нецелесообразна.

Щелочное алюмосиликатное сырье в будущем будет составлять большую долю алюминийсодержащего сырья, перерабатываемого на глинозем и другие полезные химические продукты. Получение продуктов химического назначения повысит комплексность использования сырья и снизит отрицательное воздействие на окружающую среду по сравнению с традиционными способами получения этих продуктов.

По сравнению с бокситом нефелиновые руды и концентраты характеризуются относительно небольшим содержанием оксида алюминия (до 30 %) при высоком содержании кремнезема (более 40 %). Однако при комплексной переработке нефелинового сырья рационально используются все его составляющие, и наряду с глиноземом получают сода, поташ и высококачественный цемент. Это делает переработку нефелинового сырья экономически целесообразной, несмотря на сравнительно низкое содержание в нем глинозема.

Для переработки нефелинового сырья в зависимости от его состава и свойств могут быть применены различные способы. На рис. 1.19 показана технологическая схема комплексной переработки нефелинового концентрата способом спекания.

Этот способ включает:

- 1) производство глинозема с получением в качестве побочных продуктов содопоташного раствора и нефелинового шлама;
- 2) производство соды и поташа из содопоташного раствора;
- 3) производство цемента из нефелинового шлама.

Таблица 4.1

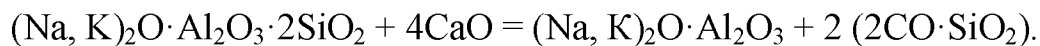
Характеристика нефелинового сырья

Вид нефелинового сырья	Содержание, %				
	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	CaO	R_2O (в пересчете на Na_2O)
Кольский нефелиновый концентрат	28,5	44,0	3,5	1,3	17,8
Кия-Шалтырские нефелиновые уртиты	27,0–27,5	40,0–40,6	4,5–5,0	7,0–7,5	13,0–13,5
Ужурские нефелиновые сиениты	22,0–23,0	44,0–45,0	10,0–10,5	8,0–8,5	9,0–9,5

С разработкой и внедрением способа спекания в промышленности впервые была решена проблема комплексной переработки нефелиновых концентратов, получаемых при обогащении апатитнефелиновых пород Кольского полуострова. Однако значение способа спекания не ограничивается переработкой Кольских нефелиновых концентратов. В нашей стране этот способ успешно применяется также для переработки кияалтырских уртитов без предварительного обогащения, а также может быть применен для переработки других видов нефелинового сырья.

Молекулярное отношение R_2O к Al_2O_3 в кольском нефелиновом концентрате близко к 1, что обеспечивает непосредственное получение шихты с нужным щелочным модулем. Если в нефелиновом сырье щелочи недостаточно для получения шихты с нужным щелочным модулем, то недостающее ее количество вводят в шихту с оборотным содовым раствором. Можно также использовать для этого часть полученной соды.

При спекании известняково-нефелиновой шихты при температуре 1250–1350 °С основной является реакция между нефелином и оксидом кальция, сопровождающаяся разложением нефелина с образованием алюминатов натрия и калия и двухкальциевого силиката. Сумму щелочей можно обозначать R_2O :



При нагревании известняково-нефелиновой шихты из нее сначала удаляется влага, затем происходит разложение известняка.

Мазульское месторождение известняков расположено в Ачинском районе Красноярского края юго-западной г. Ачинска в трех километрах от действующего Ачинского глиноземного комбината. Добыча его осуществляется в карьере открытым способом, транспортировка известняка на комбинат производится автомобильным транспортом. Для транспортировки используют большегрузные карьерные самосвалы.

Месторождения известняков Ачинской группы характеризуется мощным пластом (2900–3100 м) карбонатных отложений, залегающих в основании геологического разреза хребта Арга. Известняки представлены серыми, темно-серыми и черными разновидностями. Первичной природе карбонатных пород свойственна слоистая текстура, которой присуща густо-серая окраска известняков.

5. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА БОКСИТОВОГО СЫРЬЯ

5.1. Комплексная переработка бокситов

В настоящее время на отечественных и зарубежных глиноземных заводах, перерабатывающих бокситы, в основном получают глинозем. На самом деле бокситы можно отнести к полиметаллическому сырью, в котором содержится около 40 ценных элементов. Комплексное использование бокситов в настоящий момент составляет менее 10 %. Помимо основного продукта – глинозема на некоторых заводах извлекают из сырья также редкие металлы – галлий и ванадий. Кроме того, бокситы содержат значительные количества

железа, кремния, титана и малые количества таких редких металлов, как скандий, германий и др. Следовательно, бокситы являются ценным сырьем.

За последние годы в разных странах проведено много научно-исследовательских работ, направленных на комплексное извлечение ценных составляющих бокситов и на создание схемы их переработки, исключая отходы производства. Эти исследования касаются извлечения из алюминатных растворов галлия и ванадия и переработки красных шламов (отходов существующего производства) на глинозем, щелочь, чугун, цемент и другие строительные материалы. Кроме того, многие работы посвящены использованию красного шлама в различных областях техники.

Как уже отмечалось, при переработке бокситов разных месторождений по способу Байера образуются красные шламы, которые выводятся из процесса в виде пульпы и складировются в шламохранилищах. Красные шламы являются техногенными отходами. На шламохранилищах их скопилось огромное количество. Данные сооружения занимают большие земельные площади и являются источником щелочных шламовых вод. Требуется значительные затраты

на эксплуатацию шламохранилищ и системы гидротранспорта. За рубежом значительную массу красных шламов выбрасывают в море.

При переработке бокситов СУБРа по параллельному варианту комбинированной схемы Байер-спекания выполнен с применением нейтронно-активационного метода анализ распределения редкоземельных элементов по продуктам глиноземного производства Уральского и Богословского алюминиевых заводов (табл. 5.1). Все редкоземельные элементы остаются в красном шламе как ветви Байера, так и ветви спекания, т. е. данный материал является потенциальным источником получения из него в дальнейшем концентратов редкоземельных элементов. Таким образом, красные шламы глиноземного производства являются техногенным сырьем.

Таблица 5.1

Результаты нейтронно-активационного анализа содержания
редкоземельных элементов в продуктах глиноземного производства
уральских алюминиевых заводов

Наименование продукта	Содержание редкоземельных элементов, %					
	La·10 ⁻²	Th·10 ⁻³	Yb·10 ⁻⁴	Tb·10 ⁻⁴	Sc·10 ⁻³	Ce·10 ⁻²
Боксит СУБРа	1,10	2,20	8,00	5,3	6,90	—
Боксит ЮУБРа	1,50	4,00	14,00	6,9	6,30	2,60
Глинозем	0,02	0,00	0,05	0,0	0,01	0,02
Оборотная сода	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00
Содосульфатная смесь	0,00	0,00	0,00	0,0	0,00	0,00
Красный шлам ветви гидрохимии (БАЗ)	2,00	3,90	24,00	13,0	13,00	—
Красный шлам ветви гидрохимии (УАЗ)	2,00	4,70	28,00	10,0	13,00	—
Красный шлам спекания (УАЗ)	3,40	6,80	20,00	10,0	11,00	4,30
Красный шлам спекания (БАЗ)	2,20	6,40	19,00	10,0	11,00	4,10
Известняк	0,01	0,02	0,00	0,0	0,40	0,010
Магнитная фракция ветви гидрохимии	0,50	1,20	10,00	0,0	20,00	

5.2. Извлечение галлия

5.2.1. Получение галлия из алюминатных растворов

В различных бокситах содержится 0,004–0,1 % Ga; он изоморфно замещает алюминий в минералах. При выщелачивании боксита обратными щелочными растворами большая часть галлия, как и алюминий, переходит в алюминатный раствор. Извлечение галлия в раствор равно или немного выше извлечения алюминия.

В алюминатные растворы галлий переходит в виде галлата натрия $\text{NaGa}(\text{OH})_4$, который диссоциирует в растворе на ионы Na^+ и галлатные ионы GaOH^-_4 . Последние, в отличие от алюминатных ионов, в значительно меньшей степени полимеризуются и находятся в растворе в виде простых ионов.

Оксид галлия по физико-химическим свойствам очень напоминает оксид алюминия, однако кислотные свойства у него выражены более сильно, чем у $\gamma\text{-Al}_2\text{O}_3$. Это различие в свойствах используется при разделении галлия и алюминия в алюминатных растворах.

Существует несколько промышленных способов получения галлия из алюминатных растворов при переработке бокситов способом Байера и при переработке бокситов и нефелинов способом спекания.

5.2.2. Получение галлия из растворов от выщелачивания спеков

В спекательных алюминатных растворах после выщелачивания бокситовых и нефелиновых спеков содержится 30–60 мг/л Ga. При карбонизации таких растворов основная часть галлия начинает осаждаться с гидроксидом алюминия только на последней стадии, когда концентрация Al_2O_3 в растворе достигает 4–6 г/л. На переход галлия из раствора в осадок, как и на процесс соосаждения, большое влияние оказывают затравка, температура и скорость карбонизации. Повышение температуры раствора, увеличение количества затравки и продолжительности карбонизации снижают количество соосаждаемого галлия.

Если карбонизацию алюминатного раствора проводить в две стадии, то в первую стадию можно выделить большую часть алюминия и лишь незначительную часть галлия, а во вторую – оставшийся алюминий и практически весь галлий. Поэтому первую стадию карбонизации проводить следует с затравкой $\text{Al}(\text{OH})_3$ до остаточного содержания $\text{Na}_2\text{O}_к$ 5–6 г/л (5–6 г/л Al_2O_3). В этих условиях потери галлия с осадком гидроксида алюминия на первой стадии карбонизации составляют 15–20 % от содержания его в исходном растворе.

После отделения осадка основной (первой) стадии карбонизации раствор подвергают второй стадии для получения осадка, обогащенного галлием. Эту стадию следует проводить в условиях максимального соосаждения галлия, чему благоприятствуют понижение температуры и ускорение процесса. Процесс должен заканчиваться в бикарбонатной области при достижении концентрации бикарбонатной щелочи 15–20 г/л. За 6–8 ч карбонизации 95–97 % галлия переходит в осадок.

Содержание галлия в осадках второй стадии карбонизации колеблется в пределах от 0,05–0,08 % в нефелиновом производстве и до 0,1–0,2 % в бокситовом. Осадок, полученный, например, на одном из глиноземных заводов, имеет следующий примерный состав, %: 0,18 Ga; 25 Na₂O; 28–30 Al₂O₃; 30–32 CO₂.

Из осадка второй стадии карбонизации галлий может быть извлечен одним из следующих методов.

5.2.3. Известковый метод получения галлия

При взаимодействии оксида кальция с осадком второй стадии карбонизации, представляющим в основном карбонаты алюминия и галлия, протекают реакции каустификации алюмокарбоната и соды, растворения алюминия и галлия в образующемся растворе каустической щелочи и осаждения алюминия в виде трехкальциевого гидроалюмината. Чтобы полнее отделить галлий от алюминия и свести к минимуму осаждение галлия с трехкальциевым гидроалюминатом, необходимо разделить во времени операции каустификации карбонатной и бикарбонатной щелочи и растворения оксидов галлия и алюминия в растворе NaOH и операцию осаждения алюминия. Это достигается вводом в пульпу извести в два приема. Если сначала перемешивать пульпу с таким количеством извести, которое нужно только для каустификации $\text{CaO} : \text{Na}_2\text{O} = 1 : 1$ мол., то большая часть алюминия и галлия перейдет в раствор. Если затем ввести еще оксид кальция в количестве $\text{CaO} : \text{Al}_2\text{O}_3$ (мол.) = 3 : 1, то основная часть алюминия перейдет в осадок, а галлий останется в растворе.

В соответствии с этим первую стадию известковой обработки осадка следует проводить при ж:т = 3:1 в течение до 1 часа при 90–95 °С. При этом в раствор переходит 65–70 % Al и около 85 % Ga. По истечении этого времени к пульпе необходимо добавить вторую порцию извести и продолжать перемешивание еще в течение 1–2 ч. В этих условиях общее извлечение галлия в раствор достигает 90–91 %, а алюминия лишь 10–12 %. Отношение $Ga_2O_3:Al_2O_3$ в растворе увеличивается в 7–8 раз по сравнению с отношением этих оксидов в исходном осадке второй стадии карбонизации.

Затем щелочной раствор алюмината и галлата натрия отделяют от осадка карбоната и гидроалюмината кальция фильтрацией. Осадок поступает в оборот на спекание шихты либо сразу, либо после регенерации глинозема содовым раствором. Алюминатный раствор, обогащенный галлием, подвергают глубокой карбонизации, получая галлиевый концентрат, который растворяют в каустической щелочи с получением алюминатно-галлатного раствора концентрацией 70–120 г/л Al_2O_3 и 2–10 г/л Ga. Из этого раствора электролизом получают металлический черновой галлий. В качестве катода применяют листы из нержавеющей стали, никеля или жидкий галлий, располагающийся на дне электролизера; в качестве анода – никелевые или стальные листы или сетку.

Галлий может быть извлечен из раствора также цементацией на галламе алюминия или амальгаме натрия. В этом случае не обязательно повышенное концентрирование галлия в растворе. Цементацией можно извлекать галлий из растворов, содержащих 0,2–1,0 г/л Ga. Такой раствор может быть получен операцией известкового вскрытия осадка второй стадии карбонизации с меньшим расходом извести и без последующего осаждения галлиевого концентрата карбонизацией.

5.2.4. Карбонизационный способ получения галлия

По этому способу осадок второй стадии карбонизации алюминатного раствора смешивают с алюминатным раствором, содержащим повышенное количество щелочи ($\alpha_k = 2,5–3,0$), нейтрализуя его. При перемешивании в осадок переходит гидроксид алюминия, а в раствор – часть алюминия

и основное количество галлия. Пульпу фильтруют, гидроксид алюминия используют в качестве затравки в глиноземном производстве, а из раствора глубокой карбонизацией выделяют осадок, обогащенный галлием (галлиевый концентрат). Галлиевый концентрат растворяют в щелочи, и из раствора получают металлический галлий электролизом или цементацией.

При комплексной переработке нефелинов часть галлия остается в содопоташном растворе от карбонизации алюминатных растворов. После выделения из них соды и поташа галлий остается в оборотном маточном поташном растворе. В настоящее время из поташных маточников также начали извлекать галлий цементацией. Для этого растворы предварительно разбавляют и очищают от вредных примесей, например известью. После извлечения галлия растворы возвращаются в глиноземный цикл.

5.2.5. Получение галлия из растворов способа Байера

Как было показано выше, технология переработки спекательных алюминатных растворов фракционной карбонизацией предусматривает первичное концентрирование галлия в осадках второй стадии карбонизации. Алюминатные растворы способа Байера перерабатываются на глинозем декомпозицией, и поэтому галлий накапливается в алюминатных растворах до концентрации 100–250 мг/л.

Источником получения галлия в процессе Байера являются маточные растворы после декомпозиции или оборотные растворы. В них содержится 100–200 мг/л Ga. Из этих растворов галлий извлекают электрохимическим способом цементации на амальгаме натрия, галламе алюминия или на других жидких сплавах либо электролизом на ртутном катоде.

Электрохимический ртутный метод извлечения галлия из алюминатных растворов байеровского производства, предложенный в 1955 году Бретеком, освоен промышленностью во многих зарубежных странах (Венгрия, Франция, Италия и др.). Вследствие высокого перенапряжения водорода на ртутном катоде осаждаются кроме галлия многие другие элементы с отрицательными электродными потенциалами.

Галлий можно извлечь из алюминатных растворов также цементацией амальгамой натрия. Имеются и другие жидкие сплавы, с использованием которых эффективно протекает процесс цементации галлия.

Перед цементацией галлия различными другими (нертутными) способами алюминатные растворы очищают от вредных примесей: кремния, хлора, ванадия, фосфора, фтора, хрома и др., мешающих электрохимическому процессу. Это возможно двумя способами, хорошо известными из практики глиноземного производства: 1) способом кристаллизации щелочных солей (ванадатов, фосфатов и др.) из упаренных растворов при их охлаждении и 2) осаждением с трехкальциевым гидроалюминатом ($3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$) при обработке растворов известковым молоком.

5.3. Выделение ванадиевого концентрата из растворов способа Байера

Содержащиеся в бокситах в качестве примесей соединения ванадия, фосфора, фтора и др. переходят в значительной части в алюминатный раствор при выщелачивании сырья. В процессе декомпозиции часть этих примесей в виде щелочных солей соосаждается с гидроксидом алюминия, загрязняя его, а затем и глинозем.

Ванадий и фосфор являются вреднейшими примесями в глиноземе, и их количество должно быть строго регламентировано. Практикой работы Волгоградского алюминиевого завода установлено вредное влияние фосфора при электролизе алюминия, заключающееся в повышении температуры электролита и снижении выхода по току; проявляется при содержании в глиноземе свыше 0,002 % P_2O_5 .

Осаждение ванадата натрия вместе с гидроксидом алюминия при декомпозиции уже заметно при содержании в алюминатном растворе 0,5 г/л V_2O_5 , поэтому концентрация ванадия в нем не должна превышать 0,4–0,5 г/л V_2O_5 .

В классическом процессе Байера устанавливается такое динамическое равновесие, при котором в алюминатном растворе сохраняется постоянная концентрация V_2O_5 , равная 0,4–1,0 г/л V_2O_5 . А то количество ванадия, которое переходит из боксита в раствор за один цикл, осаждается с гидроксидом алюминия (около 15–20 %) и с рыжей содой при упаривании маточных растворов (около 80–85 %). Вместе с содой из маточных алюминатных растворов выделяется большинство других вредных примесей (фосфатов, фторидов, сульфатов натрия, органических веществ и др.).

Распределение таких примесей, как ванадий, фосфор, фтор и др., по продуктам глиноземного производства в способе Байера зависит в основном от двух факторов: содержания их в исходном боксите и наличия извести в процессе выщелачивания сырья. При автоклавном выщелачивании бокситов обычно добавляют 3–5 % CaO , который осаждает часть этих примесей (до 50 % от содержания в боксите) с красным шламом. В этом случае в алюминатных и маточных растворах содержится обычно 0,3–0,5 г/л V_2O_5 и 0,4–0,8 г/л P_2O_5 , а в глиноземе – 0,001–0,002 % V_2O_5 и P_2O_5 , что практически не приводит к нарушению процесса электролиза алюминия.

На тех заводах, где в процессе выщелачивания известь не вводится, концентрация ванадия и фосфора в алюминатных растворах достигает 0,7–1,2 г/л V_2O_5 и P_2O_5 ; в таких случаях ванадий и фосфор следует выводить из маточных растворов специальными методами.

Учитывая вредное влияние ванадия и фосфора в процессе Байера, а также высокую стоимость ванадия, на многих глиноземных заводах осуществлены различные способы выделения ванадиевых концентратов либо из маточных растворов после декомпозиции, либо из промывных вод после промывки гидроксида алюминия, загрязненного ванадатом и фосфатом натрия.

5.3.1. Кристаллизация ванадата и фосфата натрия из маточных растворов

Этот процесс успешно применяют на Днепровском и Павлодарском алюминиевых заводах, а также на некоторых зарубежных. Он основан на снижении растворимости солей ванадия, фосфора, фтора с уменьшением температуры.

Растворимость каждой из щелочных примесных солей (ванадата, фосфата, фторида, сульфата и карбоната натрия) в алюминатных растворах достаточно высока и составляет единицы и десятки граммов в литре (в зависимости от общей концентрации раствора). Если же в растворе находятся две соли, то растворимость каждой из них снижается в сравнении с растворимостью отдельно каждой соли. При вводе третьей соли растворимость снижается еще больше. При совместном присутствии в производственных алюминатных растворах всех перечисленных выше примесей растворимость ванадата, фосфата и фторида невысока (в пределах 0,2–2,0 г/л в зависимости от температуры и концентрации алюминатного раствора).

Растворимость ванадата натрия в алюминатном растворе концентрацией 100 г/л Na_2O , не содержащем других примесей, для температур 20 °С, 40 °С и 50 °С составляет соответственно 10,5 г/л; 68,0 г/л и 108,2 г/л V_2O_5 . При исследовании совместной растворимости ванадата и сульфата натрия установлено, что сульфат-ион практически не влияет на растворимость ванадата в алюминатных растворах, содержащих калиевую щелочь. Наличие K_2O в алюминатных растворах значительно увеличивает растворимость ванадата натрия. Растворимость же сульфатов натрия и калия резко снижается с ростом концентрации оксида калия.

Способ кристаллизации солей из маточных растворов (рис. 5.1) заключается в упаривании их до концентрации 200–250 г/л $\text{Na}_2\text{O}_\text{к}$, (до «средних щелоков»), последующем охлаждении до 20–30 °С и выделении шлама перемешиванием с затравкой солей при этой температуре. В результате этого из

раствора кристаллизуется шлам – смесь солей щелочных металлов сложного состава. В нем обнаруживаются как самостоятельные фазы отдельных солей, так и двойные и тройные соли щелочных металлов. Ниже приведен состав такого осадка, выделенного из маточного раствора от переработки венгерских бокситов, %: 1,8 Al_2O_3 ; 5,2 V_2O_5 ; 12,0 P_2O_5 ; 1,9 F; 3,5 CO_2 ; 45,7 H_2O ; ост. Na_2O . На ДАЗе (Днепровский алюминиевый завод) выделяют шлам (его иногда называют сырой ванадиевой солью), в котором содержание V_2O_5 достигает иногда 15–18 %, а P_2O_5 10–13 %.

Раствор после отделения от ванадиевого концентрата возвращают в процесс, а концентрат – в переработку на технический и чистый V_2O_5 .



Рис. 5.1. Схема получения ванадиевой соли

Для выделения ванадиевого концентрата используют лишь часть всего потока маточного раствора (10–25 %). Количество ванадия в этой части потока не должно превышать количество ванадия, поступившего в алюминатный раствор за один цикл выщелачивания боксита; в противном случае будет постепенно понижаться концентрация V_2O_5 в маточном растворе. Однако, как было сказано выше, в алюминатном растворе не должно быть более 0,6 г/л V_2O_5 . Поэтому процесс организуют так, чтобы поддерживать концентрацию

V_2O_5 в алюминатном растворе 0,5–0,6 г/л, и тогда в зависимости от концентрации V_2O_5 в исходном боксите определяют долю маточного раствора для кристаллизации фосфорно-ванадиевых солей.

Получение раствора с 200–250 г/л Na_2O для выделения ванадиевого концентрата может быть осуществлено либо выводом части раствора из системы выпарки при достижении нужной концентрации (выводом части «средних щелоков»), либо смешиванием части упаренного оборотного раствора с частью исходного маточного раствора. Способ кристаллизации фосфорно-ванадиевых солей из упаренных маточных растворов обеспечивает получение ванадиевого концентрата с различным содержанием V_2O_5 в зависимости от количества в растворе ванадия, а также других примесей (сульфата, карбоната и т. д.). Чем выше концентрация сульфата и карбоната, тем беднее получается концентрат ванадия, так как эти смеси переходят в осадок.

В ВАМИ (Г.З. Насыровым и др.) разработана рациональная технология получения чистого V_2O_5 из алюминатных и маточных растворов при переработке бокситов и алунитов. Согласно этой технологии часть маточного раствора, упаренного до 270 г/л Na_2O , охлаждают до 50–60 °С, и из него кристаллизуются сульфаты, часть соды, фторида натрия и других примесей. Процесс кристаллизации сульфатов осуществляют при активном перемешивании. Исследованиями установлено, что при этих температурах ванадат еще не осаждается. После отделения сульфатного осадка раствор разбавляют промывной водой до 200 г/л Na_2O , затем охлаждают до 25–30 °С. При этой температуре с затравкой выкристаллизовывают ванадиевый концентрат при активном перемешивании.

5.3.2. Выделение ванадия из промывных вод от промывки гидроксида алюминия

Как было сказано, при высоком содержании V_2O_5 в алюминатных растворах некоторое количество ванадата натрия осаждается вместе с гидроксидом алюминия при декомпозиции. Ванадат натрия образуется при этом в виде очень крупных кристаллов, достигающих иногда размеров более

1 мм. Росту их способствует длительность процесса декомпозиции алюминатных растворов.

Различную крупность и форму кристаллов ванадата натрия и гидроксида алюминия на глиноземном заводе Мадьяровар (ВНР) используют для их разделения. Для этого пульпу после декомпозиции пропускают через фильтр с отверстиями 0,4 мм (вращающийся барабан диаметром 600–800 мм). Пульпу подают внутрь барабана фильтра, при этом мелкие частицы проходят через ткань, а крупные игольчатые кристаллы солей ванадия, фосфора и др. остаются внутри барабана, и их периодически выгружают. Таким способом на заводе получают 90 % ванадиевых солей, а остальные 10 % выделяют из промывной воды от промывки гидроксида алюминия или из смеси маточного и оборотного растворов. Оборотный раствор разбавляют маточным до 150–160 г/л Na_2O , охлаждают до 20–25 °С и кристаллизуют ванадиевый концентрат.

На других венгерских глиноземных заводах (Айка и Алмашфюзите) ванадиевый концентрат получают из промывных вод от промывки гидроксида алюминия. В них ванадат натрия хорошо растворяется. Эти промывные воды в дальнейшем упаривают с концентрации Na_2O 45–50 г/л до 120–150 г/л; концентрация V_2O_5 в упаренных водах достигает 8–12 г/л. Далее упаренный раствор охлаждают до 20–25 °С и кристаллизуют из него ванадиевый концентрат.

6. КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА КРАСНЫХ ШЛАМОВ

Красные шламы после выщелачивания бокситов способом Байера либо выбрасывают в море, либо складировуют на шламовых полях вблизи глиноземных заводов. Это влечет за собой загрязнение окружающей среды и требует больших земельных площадей под шламовые поля.

С отвальными красными шламами теряется безвозвратно 10–20 % глинозема, содержащегося в исходном боксите, и 100–200 кг Na_2O на 1 т товарного глинозема. Ежегодные потери железа с красным шламом крупного

завода составляют около 0,5 млн т. Поэтому красные шламы следует рассматривать как один из потенциальных источников получения глинозема, каустической щелочи, железа и редкоземельных элементов.

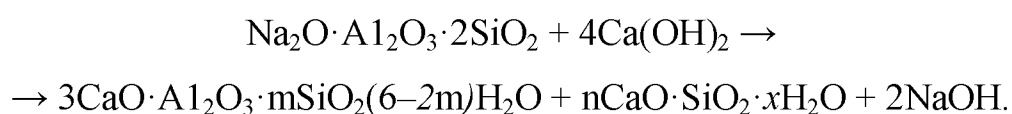
Красные шламы выводятся из процесса в виде пульпы с ж:т = 2,5–3,0. Вода содержит 1,0–3,0 г/л Na_2O . Химический и минералогический состав шламов очень сложен. Он определяется составом исходного боксита и условиями его выщелачивания (температурой, дозировкой CaO и др.). Так, при переработке диаспоровых Североуральских бокситов с $\mu_{\text{Si}} = 10\text{--}12$ при $240\text{ }^\circ\text{C}$ в присутствии 3–5 % CaO получается шлам примерно следующего среднего состава, %: 6,3 п.п.п.; 14,5 Al_2O_3 ; 9,0 SiO_2 ; 44,5 Fe_2O_3 ; 12,0 CaO ; 4,0 TiO_2 ; 5,0 Na_2O . Шламы венгерских заводов, перерабатывающих бокситы с таким же кремневым модулем, но без извести, содержат 10–11 % Na_2O ; 18–20 % Al_2O_3 ; 40–41 % Fe_2O_3 ; 12 % SiO_2 и 1,0–1,5 % CaO . Эти шламы представлены гидро-алюмосиликатом натрия – содалитом (40 %), бемитом (4 %), гематитом (15 %), кальцит-доломитом (3 %), пиритом (2 %) и некоторыми другими минералами.

В разных странах мира проводятся широкие исследования по использованию красных шламов в качестве добавок для производства красок, цветных стекол, утяжелителя в нефтяной промышленности и особенно для получения различных строительных материалов (кирпича, черепицы, метлахских плиток, цемента и т. д.). В ВНР практикуют добавку 10–15 % красного шлама к доменной шихте при выплавке чугуна. Во всех этих случаях используется шлам, отфильтрованный от промывной воды. Естественно, частичное использование красного шлама в качестве добавочного материала в различных областях техники не решает вопроса о переработке больших количеств этого отвального продукта глиноземного производства. Поэтому в последние годы во многих странах мира проводятся широкие исследования по извлечению из красных шламов ценных компонентов.

6.1. Регенерация щелочи из красных шламов

Работами многих исследователей и практикой венгерских глиноземных заводов показано, что значительная часть щелочи, теряемая с красным шламом в виде гидроалюмосиликата натрия и адсорбированного алюминатного раствора, может быть регенерирована при обработке шлама известковым молоком.

При этом, как было установлено, протекает следующая суммарная реакция:



Полнота протекания этой реакции и состав образующихся твердых фаз (гидрограната и гидросиликата кальция) зависят от структуры гидроалюмосиликата натрия в красном шламе, температуры, дозировки извести и продолжительности процесса. При прочих равных условиях разложение гидроалюмосиликата, полученного при автоклавном выщелачивании боксита (типа канкринита), протекает медленнее, чем полученного в атмосферных условиях (типа нозеана).

Технически процесс регенерации щелочи из красного шлама может быть организован различными способами. Так, согласно данным Иванова, Компаниец, Шольмар, из красных шламов можно регенерировать до 80 % содержащейся

в них щелочи, вводя известь в последний промыватель шлама или в один из средних. Чтобы снизить потери глинозема с гидрогранатами, в промывную систему вместе с известью рекомендуется вводить небольшое количество соды.

По одному из патентов отвалный шлам обрабатывают водой с добавкой извести при 100 °С; щелочь переходит в раствор. После отделения раствора к твердому остатку добавляют соду или поташ, а пульпу вновь перемешивают при 100 °С для извлечения Al_2O_3 .

Предлагается также извлекать щелочь и глинозем, обрабатывая красный шлам известью в растворе едкого натра при 180–200 °С. В этих же условиях, но при обработке шлама водой и CaO в раствор переходит только Na₂O.

На глиноземных заводах ВНР процесс каустификации красного шлама осуществляют по следующей технологии. Из шестого промывателя шламовая пульпа, содержащая около 350 г/л шлама и 3–6 г/л Na₂O и имеющая температуру 70 °С, подается в первый бак батареи каустификаторов, состоящей из 5–8 баков. В первый бак подается также известковое молоко, нагретое до 70 °С. Смесь нагревается в баках до 80–90 °С паром и проходит все емкости за 5–8 ч. Каустифицированная пульпа фильтруется на фильтрах Келли; фильтрат возвращается в промыватель с соответствующей концентрацией промводы по Na₂O, а шлам репульпируется водой и откачивается на шламовое поле. При расходе извести 3,0–3,5 моля на 1 моль Na₂O степень каустификации составляет 30–40 %. Недостаточно высокая степень каустификации объясняется несовершенством технологии приготовления известкового молока (известь размалывается только до кусков менее 10 мм) и технологии самой каустификации. В оптимальных условиях степень каустификации должна составлять на практике не менее 50–60 %.

Лабораторными исследованиями, проведенными в ВАМИ (Н.И. Еремин, Г.Д. Григорьева), установлено, что при тонком помоле извести (<0,15 мм), дозировке ее в количестве $\approx 3,0$ моля CaO на 1 моль Na₂O, температуре 90 °С, ж:т = 2,0–5,0 за 2 ч обработки красного шлама уральских заводов известковым молоком при активном перемешивании степень извлечения каустической щелочи из шлама в раствор составляет 70–75 %. Концентрация щелочи в конечном растворе достигает 5–10 г/л Na₂O.

6.2. Извлечение гидроалюмосиликата натрия из шламов алюминатными и щелочными растворами

В. А. Деревянкиным и др. была предпринята попытка извлечь глинозем и щелочь из красных шламов уральских заводов выщелачиванием маточным и обратным алюминатными растворами, а также раствором чистой NaOH. Выщелачивание маточным раствором осуществляли при ж:т = 24, обратным – при ж:т = 12 для максимального растворения гидроалюмосиликата натрия из шлама. При таком выщелачивании в раствор переходят Al_2O_3 , Na_2O и SiO_2 в соотношениях, близких к составу гидроалюмосиликата натрия. Полученные алюминатные растворы, загрязненные кремнеземом, обескремнивали при температуре выше 220 °С с добавкой извести для образования в осадке натриево-кальциевого гидросиликата, из которого может быть в дальнейшем регенерирована щелочь.

В этом способе при автоклавной обработке красного шлама маточным раствором, подшихтованным щелочью, при 250 °С извлекается до 40 % глинозема; щелочь не извлекается. При обработке обратным раствором при 230 °С извлекается 45–50 % Al_2O_3 и лишь 17 % Na_2O . При выщелачивании заводских шламов при температурах 225–280 °С растворами NaOH концентрацией от 160 до 600 г/л Na_2O при ж:т = 24:1 за 30–60 мин получено максимальное извлечение глинозема 80 % и кремнезема 15 %.

Как следует из этих данных, удовлетворительного извлечения глинозема из красных шламов в маточный, обратный и щелочной растворы при автоклавном выщелачивании удалось достичь только при очень высоких концентрациях растворов и большом отношении ж:т.

Аналогичные эксперименты проведены в ВАМИ (Н. И. Еремин, В. П. Мельникова) применительно к красным шламам от переработки югославских и гвинейских бокситов. Растворами NaOH, KOH и обратными алюминатными растворами при 200–240 °С можно извлечь из красных шламов до 60 % Al_2O_3 , 80 % SiO_2 и 65 % Na_2O .

6.3. Восстановительная плавка красных шламов

По этому способу красный шлам в смеси с углем и шлакообразующими добавками подвергают восстановительной электроплавке в дуговых печах, в результате чего получают чугун и глиноземсодержащий шлак. В качестве шлакообразующей добавки большинство исследователей предлагает использовать известняк, в зависимости от количества которого в исходной шихте можно получать шлаки различного состава. Эти шлаки могут быть использованы либо в качестве строительного материала, либо в качестве сырья для производства глинозема и цемента.

В основу восстановительной плавки положен известный способ электротермической плавки бокситов с углем и известняком А. Н. Кузнецова и Е. И. Жуковского.

Разработано несколько технологических схем комплексной переработки красных шламов способом восстановительной плавки. В Венгрии Д. Добошем и др. проведены полупромышленные исследования переработки шламов по схеме, включающей следующие основные переделы:

- 1) восстановительный обжиг по кричному методу смеси красного шлама с коксом и известняком во вращающейся печи с получением кричного железа и вязкого шлака;
- 2) магнитная сепарация дробленого материала с выделением частичек железа;
- 3) тонкое измельчение немагнитной фракции (шлака), смешение ее с содой и известняком;
- 4) спекание шихты и переработка по схеме, аналогичной для переработки нефелинов.

В этой схеме громоздко и сложно осуществление восстановительной плавки красного шлама во вращающейся печи.

Несколько проще в исполнении схема восстановительной электроплавки красных шламов на саморассыпающиеся шлаки, при осуществлении которой известняк дозируется на связывание кремнезема и глинозема шлама

в двухкальцевый силикат и алюминаты кальция. Однако этот способ характеризуется большим расходом электроэнергии.

За последние годы проводятся широкие разработки в полупромышленном и промышленном масштабах рациональных аппаратурно-технологических схем комплексной переработки красных шламов на основе двухстадийного восстановительного процесса. Первая стадия – восстановительный обжиг шлама в смеси с углем и известняком во вращающейся печи с получением твердого клинкера (спека) с частично восстановленным железом. Вторая – восстановительная плавка клинкера с получением чугуна и алюминатного шлака.

На опытной промышленной установке в ФРГ фирмой «Джулини» освоен двухстадийный способ получения из красных шламов железа и шлака для строительных целей (рис. 6.1). Влажный шлам смешивают с угольной пылью и размолотым известняком; жидкую пульпу влажностью 42 % загружают во вращающуюся печь длиной 100 м и диаметром 1,8 м, снабженную в холодном конце цепями для улучшения теплообмена. Шихта подсушивается, кальцинируется и превращается в плотные гранулы (спек); при 1000 °С около 80 % Fe_2O_3 превращается в дисперсное железо. В зоне восстановления печи помещены форсунки для жидкого топлива и устройства для регулирования подачи воздуха, которые обеспечивают необходимую восстановительную атмосферу во второй половине печи (по ходу материала).

Спек при помощи транспортирующего устройства подается в подовую (плавильную) печь, отапливаемую мазутом, где при 1500–1600 °С происходит плавление материала и отделение металла от шлака. Жидкий шлак непрерывно вытекает из печи и гранулируется; железо выпускают из печи периодически; после десульфуризации оно содержит лишь 0,7 % примесей и 1–4 % углерода. Получающийся шлак используют в строительстве.

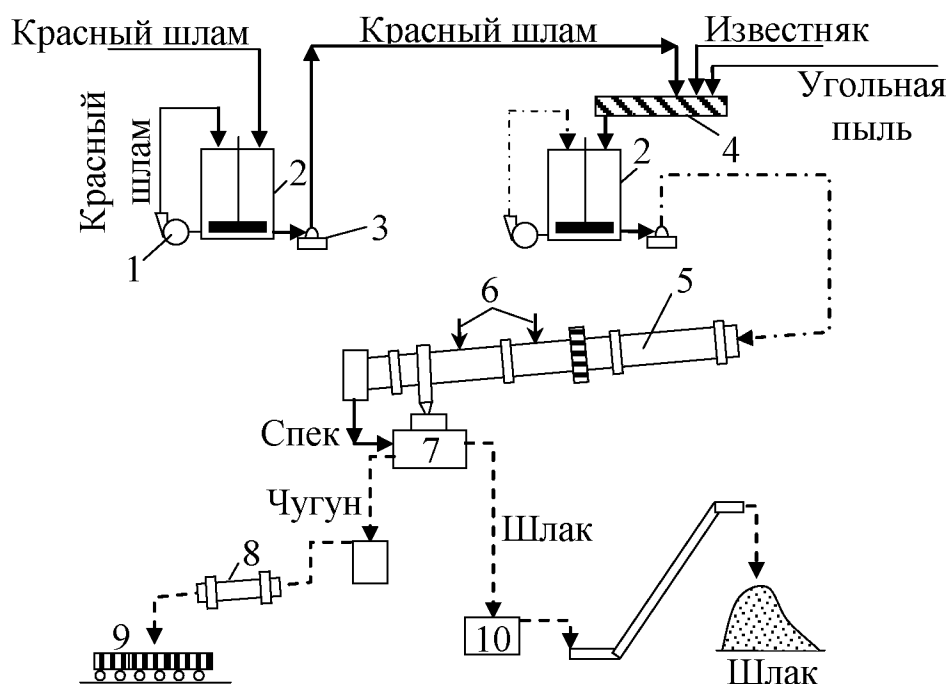


Рис. 6.1. Аппаратурно-технологическая схема переработки красного шлама в ФРГ:

- 1 – циркуляционный насос; 2 – мешалки; 3 – дозирующий насос;
- 4 – шнековая мешалка; 5 – вращающаяся печь; 6 – форсунки;
- 7 – подовая плавильная печь; 8 – агрегат для десульфуризации;
- 9 – разливочная машина; 10 – грануляционное устройство

Нагрев вращающейся печи осуществляется в основном теплом отходящих газов плавильной печи, теплом от сжигания летучих составляющих угля шихты и подаваемого в печь мазута. Отходящие газы вращающейся печи имеют температуру 130 °С и практически не содержат СО.

Длительная эксплуатация двух последовательно расположенных печей производительностью 6,5 т красного шлама в час указывает на техническую осуществимость способа в промышленных условиях. При использовании для процесса отвального шлама и дешевого угля (отходы угольной пыли), по данным фирмы «Джулини», суммарные затраты на получение чугуна в данном случае ниже, чем при производстве чугуна из железной руды. Недостаток способа в том, что из шлама извлекается только железо, а оксид алюминия теряется со шлаком безвозвратно.

В Уральском научном центре АН СССР разработан процесс получения из красных шламов чугуна и саморассыпающихся алюмокальциевых шлаков,

закрывающийся в двухстадийной обработке смеси из шлама, угля и известняка в двух последовательно расположенных вращающихся печах. Из-за низкой температуры во второй печи (1300–1400 °С) шлак плавится лишь частично, поэтому материал выходит из печи очень вязкий, и возможно образование настелей и гарниссажей. Для разделения чугуна и шлака необходима либо магнитная сепарация дробленого материала, либо расплавление его в специальных печах.

По разработанному в ВАМИ (Н. И. Еремин, Г. Д. Григорьева, В. М. Козлов) способу комплексной переработки красных шламов (рис. 6.2) мокрую шихту из красного шлама, известняка и угля обжигают и одновременно окисковывают во вращающейся печи при 900–1100 °С, получая гомогенный частично восстановленный клинкер необходимой крупности. Горячий спек из вращающейся печи поступает непосредственно в электропечь. В этом случае электропечь используется как агрегат для завершения процесса восстановления оксидов железа и разделения чугуна и шлака. Полученный металл переплавляют для рафинирования и доведения состава чугуна до требуемого ГОСТом. Саморассыпавшийся шлак выщелачивают, получая алюминатный раствор, перерабатываемый на глинозем и щелочь вместе с основным алюминатным раствором способа Байера, γ -шлак, идущий на производство цемента.

Восстановительный обжиг шламовой шихты осуществляли во вращающейся печи длиной 16 м, в качестве топлива использовали мазут. Плавку частично восстановленного спека, полученного во вращающейся печи, проводили в одноэлектродной руднотермической печи мощностью 120 кВт·А при силе тока 2500–3000 А и рабочем напряжении 50–75 В.

Дозировку компонентов в шихту осуществляли в пределах следующих молярных отношений в шламе: $\text{CaO} : \text{Al}_2\text{O}_3 = 1,75\text{--}2,0$; $\text{CaO} : \text{SiO}_2 = 2,0$ и $\text{CaO} : \text{TiO}_2 = 1,0$.

В процессе испытаний установлено, что прохождение шламо-известняково-угольной шихты через цепную зону вращающейся печи не

вызывало заметных осложнений в работе зоны. В зонах с температурой 1000 °С и выше иногда образовывался гарниссаж и кольцевые настлы, которые периодически приходилось обрушать. В связи с наличием в печи слабоокислительной атмосферы имел место частичный угар восстановителя.

Температурный предел процесса обжига шламо-известняково-угольной шихты ограничивается температурами 950–1050 °С из-за легкоплавкости спека и связанного с этим настлеобразования. Качество восстановителя мало влияет на степень восстановления железа из оксида. С увеличением содержания восстановителя в шихте увеличивается степень восстановления и особенно остаточное содержание углерода в спеке. При этом увеличение степени восстановления происходит в основном в горячей головке печи (зона активного восстановления).



Рис. 6.2. Принципиальная схема комплексной переработки красного шлама по способу ВАМИ

Производительность вращающейся печи составляла по шихте 0,6 м³/ч, что выше производительности данной печи при спекании, например, нефелинов или каолинов с известняком. Расход мазута на обжиг составлял 25–50 л/ч.

Полученные спеки были подвергнуты электроплавке для определения требований, предъявляемых 2-й стадией процесса (электроплавкой) к восстановительному обжигу шламовой шихты вращающейся печи.

Исследования показали, что оптимальным является спек крупностью – 100 + 5 мм, соотношение в котором между Fe_{мет}, Fe_{общ} и С отвечает уравнению:

$$\% \text{ C} = \frac{\text{Fe}_{\text{общ}} - \text{Fe}_{\text{мет}}}{3,5}.$$

Плавка такого материала протекала с равномерным газовыделением по всей поверхности колошника и характеризовалась спокойным сходом шихты и сравнительно легкими выпусками продуктов плавки. Температура шлаков при выпуске 1580–1650 °С. Оптимальная продолжительность плавки зависела от содержания углерода в спеке, величины загрузки материала в печь, напряжения трансформатора. Зависимость извлечения глинозема из шлаков при выщелачивании от продолжительности плавки проходила через максимум.

В оптимальных условиях процесса выход металла составлял 96–97 %, степень саморассыпания шлака фракции – менее 0,15 мм 95–98 %, извлечение глинозема из шлака при технологическом содовом выщелачивании шлака 84–87 %. Выплавленный чугун по структуре и свойствам отвечает литейному. Расход электроэнергии при плавке частично восстановленного спека на 1 т Al₂O₃ в шлаке меньше в 2,2–2,5 раза по сравнению с прямой плавкой шихты и составляет ≈1000 кВт·ч.

Проведенные опытно-заводские испытания показали сравнительную легкость осуществления двухстадийной схемы (вращающаяся печь – электропечь) переработки красных шламов на чугун, глинозем и цемент, высокую производительность применяемых на пиromеталлургическом переделе агрегатов и удовлетворительные технологические показатели

процесса. Выполненные технико-экономические расчеты свидетельствуют о высокой рентабельности разработанной в ВАМИ схемы.

6.4. Принципиальная схема комплексной переработки красного шлама по способу УПИ

На основании проведенных на кафедре металлургии легких металлов в Уральском политехническом институте исследований была предложена схема комплексной переработки бокситов СУБРа на уральских алюминиевых заводах (рис. 6.3), защищенная авторским свидетельством (а. с. № 931716; Логинова И. В. и др.). Средний химический состав продуктов, получаемых по данной технологической схеме, приведен в табл. 6.1.

Таблица 6.1

Средний химический состав продуктов, получаемых после магнитной сепарации и классификации красных шламов ветви Байера уральских алюминиевых заводов

№	Наименование продукта	Выход продукта	Химический состав, %				
			SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	TiO ₂
1	Боксит	—	3,02	53,60	22,00	3,14	1,90
2	Красный шлам	100,00	7,29	14,40	44,00	12,80	3,70
3	Магнитная фракция	1,70	3,54	12,50	48,60	16,30	1,25
4	«Крупная» фракция	14,50	5,20	13,60	20,10	29,80	1,30
5	«Мелкая» фракция	83,80	7,80	14,90	49,30	11,80	4,25

По характеристике исходных материалов и продуктов предлагаемой схемы (см. пункты табл. 6.1) можно сказать следующее:

- 1 – исходный боксит СУБРа, используемый в ветви Байера;
- 2 – красный шлам, получаемый на уральских заводах в ветви Байера;
- 3 – магнитный продукт, наличие в котором Sc до 0,02 % дает возможность рекомендовать его для дальнейшего извлечения редкоземельного скандийсодержащего концентрата;

4 – «крупная» фракция красного шлама, которую можно назвать алюмокарбонатной составляющей, выделенная из шлама с помощью классификации, по своему химическому и минералогическому составу напоминает алюмокарбонатное сырье, используемое в настоящий момент на Богословском алюминиевом заводе на переделе спекания; кроме того, данную фракцию можно использовать для получения алюмоферритных цементов;

5 – оставшаяся «мелкая» фракция красного шлама имеет более высокое содержание оксида железа по сравнению с исходным красным шламом, что позволяет ее считать высокожелезистым продуктом и использовать для получения чугуна.

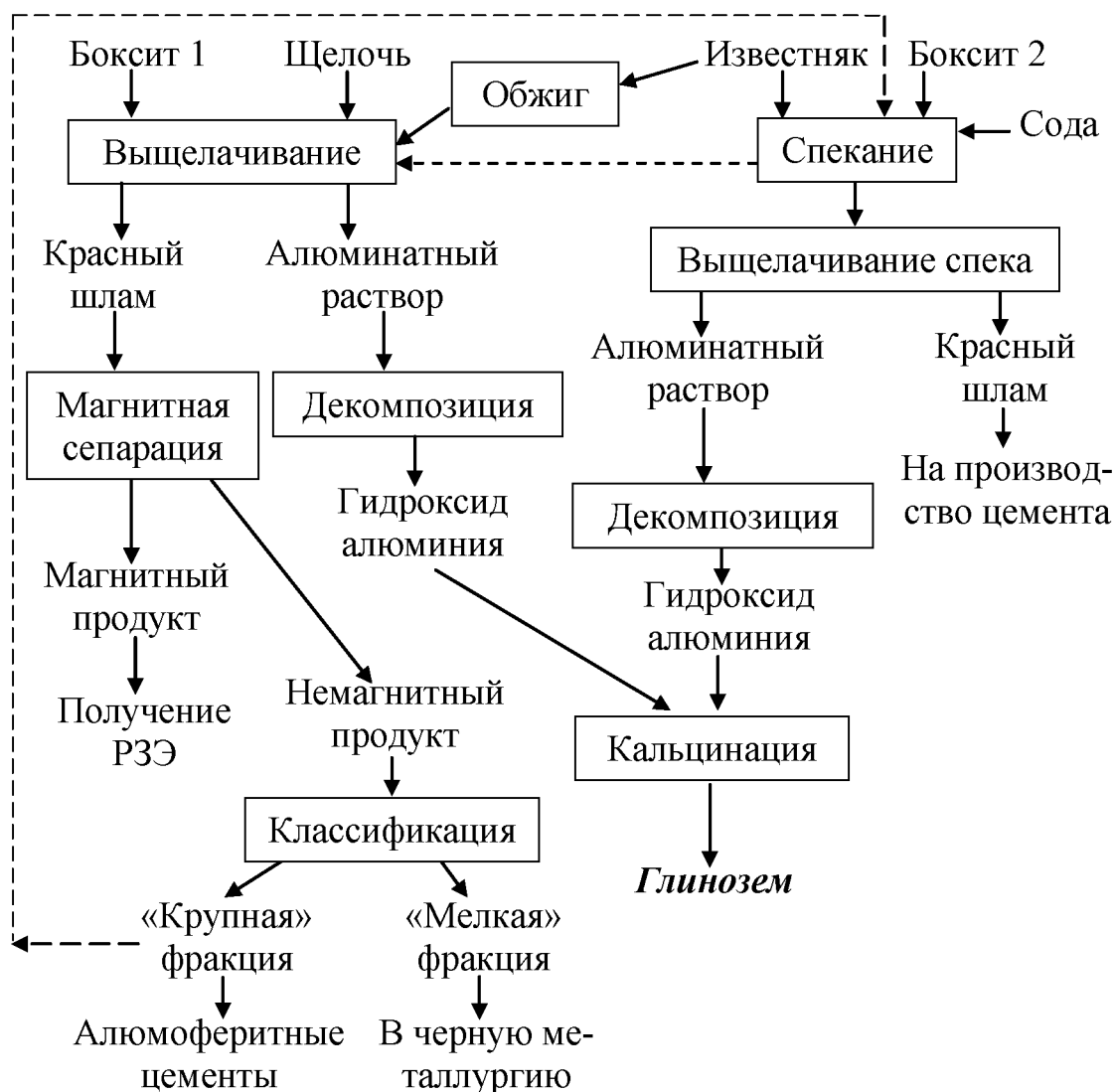


Рис. 6.3. Принципиальная схема комплексной переработки красного шлама по способу УПИ

При электроплавке красных шламов, так же как и бокситов, можно получать разного состава чугуны и высокоглиноземистые шлаки, пригодные для переработки на глинозем. Переработка красных шламов, находящихся в отвале или получающихся свежих, даже после фильтрации шламовой пульпы связана с дополнительными трудностями, так как они имеют повышенную влажность. Перед использованием требуется обязательное обезвоживание красных шламов, что является для тонкодисперсного и влагоемкого материала дорогой операцией. Рентабельной технологией может быть только комплексная переработка красных шламов. Многочисленные исследования по комплексному использованию бокситового сырья, выполненные и проводимые в разных странах, подтверждают актуальность этой проблемы. Технологии комплексной переработки бокситов должны включать переделы пирометаллургические и гидрометаллургические с извлечением, помимо глинозема, железа, кремния, галлия, ванадия, редких элементов и не создавать отходов. И хотя во всем мире до сих пор еще никто не перерабатывает главный отход глиноземного производства по полной схеме, необходимость внедрения таких технологий с учетом комплексности производства, сбережения природных ресурсов и решения экологических проблем является весьма актуальной задачей.

6.5. Возможности комплексной переработки бокситов

С момента появления способа Байера в технологии производства глинозема постоянно приходится сталкиваться с таким понятием, как качество бокситового сырья. Основной и постоянно сопутствующей примесью этого сырья является кремнезем, который в технологическом процессе практически полностью растворяется, переходя в силикат натрия. В свою очередь, при повышенных температурах и длительной продолжительности некоторых процессов создаются благоприятные условия для взаимодействия силиката натрия с компонентами щелочно-алюминатного раствора с образованием малорастворимого гидроалюмосиликата натрия следующего химического состава: $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot n\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ($n = 1,75-2$). В глиноземной промышленности

обнаружено несколько разновидностей ГАСНа – это нозеан, содалит, канкринит, цеолит и т. д. Они отличаются друг от друга внедрением различных ионов в каркас кристаллической решетки, находящихся в алюминатном растворе и степенью насыщения кремнеземом. Основным негативным последствием образования данных соединений является потеря полезных компонентов щелочно-алюминатного раствора с кремнеземом. Поэтому по способу Байера рекомендуют перерабатывать бокситы с кремневым модулем, равным 6–7 единицам и более. Бокситы с меньшим кремневым модулем целесообразней перерабатывать по способу спекания.

В настоящее время уральские заводы по производству глинозема используют бокситы СУБР и СТБР.

Бокситы Среднетиманского месторождения (СТБР) являются рудой среднего качества, кремневый модуль в основном равен 6–7 единиц. В связи с этим важно понимать поведение кремнезема в щелочно-алюминатных растворах.

Бокситы Среднетиманского месторождения относятся к бемит-шамозит-гематитовому типу с небольшой примесью диаспора. Эти бокситы высокожелезистые, бессернистые, малокарбонатные. В отличие от Североуральских бокситов (СУБР), в которых основным глиноземсодержащим минералом является диаспор, в бокситах СТБР основной глиноземсодержащий минерал – бемит, что подтверждается данными спектрального анализа (рис. 6.4). Бемит – более химически активная форма гидроксида алюминия по сравнению с диаспором бокситов СУБРа.

Кремнеземсодержащие минералы боксита СТБР представлены шамозитом

и каолинитом. Низкомодульным бокситам присуще более высокое содержание шамозита. Содержание данных минералов колеблется значительно, что является отличительной особенностью бокситов Среднетиманской группы. Основным железосодержащим минералом в бокситах СТБР является гематит.

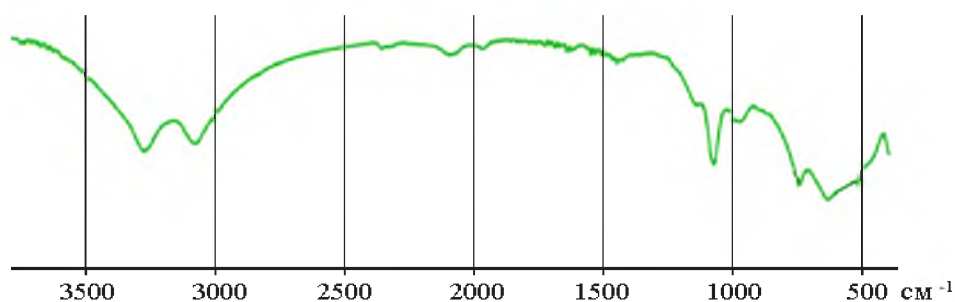


Рис. 6.4. ИК-спектр боксита СТБР

На ИК-спектрограмме боксита СТБР четко видны спектры поглощения бемита (OH –3000–3500 cm^{-1}), слабые спектры шамозита и каолинита. Таким образом, большая часть активного алюминия в боксите содержится в виде бемита.

Результаты спектрального анализа красных шламов после автоклавного выщелачивания бокситов СТБР показывают, что минерал шамозит, содержащий Al_2O_3 , в процессе выщелачивания полностью не разлагается; характерные полосы поглощения шамозита, cm^{-1} : а – 990, b – 560, с – 460 (рис. 6.5.).

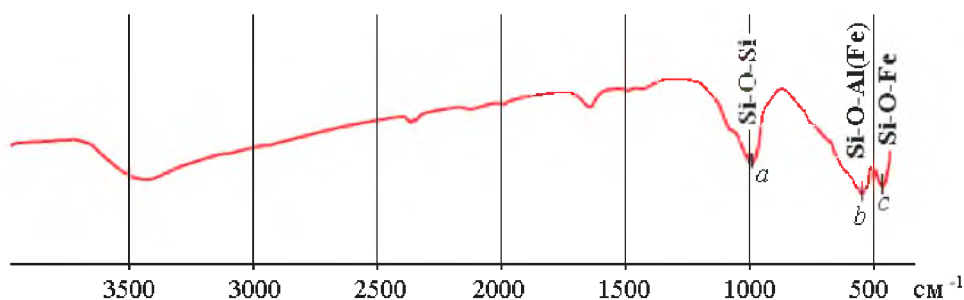


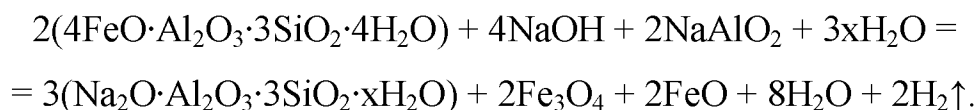
Рис. 6.5. ИК-спектр красного шлама после автоклавного выщелачивания боксита СТБР (заводской)

Поведение минерала шамозита при автоклавном выщелачивании бокситов имеет определенный интерес при ведении технологического процесса.

Данный минерал относится к группе слоистых алюмосиликатов. Часто под термином «шамозит» подразумевается железистый хлорит. Химический

состав шамозитов очень непостоянен. Встречаются шамозиты с преобладанием двух- и трехвалентного железа (Fe^{2+} , Fe^{3+}). Пределы содержания основных оксидов в них колеблются: $\text{SiO}_2 = 18\text{--}33\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 20\text{--}30\%$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 = 1\text{--}18\%$, $\text{FeO} = 2\text{--}39\%$, $\text{MgO} = 0,6\text{--}6,5\%$, $\text{H}_2\text{O} = 7\text{--}11\%$.

Экспериментально было установлено, что в алюминатных растворах в процессе Байера растворимость шамозита зависит от его химического и минералогического состава. В частности, глубоко окисленный шамозит, содержащий $\text{FeO} < 1\%$, уже при $95\text{ }^\circ\text{C}$ растворяется за 4 часа на 96% , а малоокисленный шамозит с содержанием FeO около $11,5\%$ при тех же условиях растворяется на $25\text{--}35\%$. Шамозит взаимодействует с NaOH по следующей химической реакции:



Эта реакция может быть одной из причин повышения давления в автоклавах и появления в растворах двухвалентного железа. Было установлено, что при переработке среднетиманских бокситов на Уральских алюминиевых заводах, резко увеличилось количество сдувок образующихся газов в автоклавных батареях, что также подтверждает версию разложения шамозита при выщелачивании.

Шамозит имеет формулу $4\text{FeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{SiO}_2 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$, то есть $\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2 = 1:3$; в ГАСHe $\text{Al}_2\text{O}_3:\text{SiO}_2 = 1:2$. Таким образом, теоретически можно сделать предположение, что при полном разложении шамозита должен снижаться товарный выход глинозема и, кроме того, теряется определенное количество Na_2O в составе ГАСNa. По результатам статистической обработки химических выходов глинозема, полученных в технологических условиях, при переработке среднетиманских бокситов показано, что они колеблются в пределах $84,2\text{--}86,0\%$. При переработке бокситов СУБРа химический выход достигает $88,0\text{--}89,0\%$.

Были проведены исследования по разработке нового направления переработки бокситов Среднетиманского месторождения, позволяющего

значительно повысить извлечение Al_2O_3 из бокситового сырья, снизить потери щелочи и алюминия с красным шламом, а также предпринята попытка решения проблемы комплексной переработки бокситового сырья и переработки красных шламов глиноземного производства за счет получения высокожелезистых красных шламов, которые в дальнейшем можно использовать в качестве сырья для получения чугуна и высокотитанистых шлаков с повышенным содержанием редкоземельных элементов. Использование данной технологии в производстве позволит полностью ликвидировать шламохранилища в глиноземном производстве и улучшить экологическую обстановку на предприятии. Лабораторные исследования проводились с бокситом Тимана, химический состав которого представлен в табл. 6.2.

Таблица 6. 2

Химический состав исследуемого боксита (СТБР)

Компонент	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	FeO	TiO_2	CO_2	S	п. п. п.	μ_{Si}
Содержание, %	49,64	6,86	27,23	1,62	3,00	0,17	0,05	10,81	7,2

В опытах использовался заводской оборотный раствор следующего химического состава: Al_2O_3 – 150 г/дм³, Na_2O – 310 г/дм³, Na_2O_K – 290 г/дм³.

Вскрытие боксита осуществлялось обработкой навески оборотным щелочно-алюминатным раствором при атмосферном давлении. Пульпа нагревалась до полного упаривания воды с последующей выдержкой полученной смеси при $t = 300^\circ\text{C}$ в течение одного часа; упаренную воду планируется в дальнейшем использовать при выщелачивании спека. В результате происходит интенсивное взаимодействие активной каустической щелочи оборотного раствора с бемитом и железосодержащими компонентами боксита с образованием алюмината и феррита натрия. Также при этом получается силикат натрия. При нагревании происходит взаимодействие между твердыми веществами (твердофазные превращения). Температура плавления каждого из продуктов реакции очень высокая, а в данном случае реакции спекания идут при более низких температурах и соответствуют правилу

Таммана: обмен катионов в твердом теле происходит с измеряемой скоростью только после достижения температуры, соответствующей $2/3$ температуры плавления вещества. Температура плавления щелочи соответствует $323\text{ }^{\circ}\text{C}$, поэтому уже при более низких температурах имеет место прохождение твердофазных реакций образования алюмината и феррита натрия.

Полученную пробу выщелачивали водой при температуре $60\text{--}70\text{ }^{\circ}\text{C}$ с переводом полезных компонентов в раствор. При данной температуре и каустическом модуле раствора $1,6\text{--}1,8$ ед. получали щелочно-алюминатный раствор следующего химического состава: $\text{Al}_2\text{O}_3 - 130\text{--}150\text{ г/дм}^3$, $\text{Na}_2\text{O} - 130\text{--}150\text{ г/дм}^3$ (результаты химического анализа красных шламов представлены в табл. 6. 3).

Объяснение положительных результатов опытов кроется в более детальном рассмотрении и изучении поведения кремнезема в низкомодульных щелочно-алюминатных растворах, полученных И. С. Лилеевым и исследованных в дальнейшем нами в различных технологических условиях.

При $t = 70\text{ }^{\circ}\text{C}$ четко были выделены три области состояния кремнезема (рис. 2.13).

Область II, ограниченная на диаграмме линией равновесного состояния кремнезема (OS) и линией предельного пересыщения (OA), является метастабильной областью. Раствор в метастабильной области может сколь угодно долго находиться в состоянии метастабильного равновесия, удерживая в себе кремнезем. Область III относится к лабильной области и является абсолютно неустойчивой, нахождение в данной области приводит к спонтанной (самопроизвольной) кристаллизации ГАСНа. В дальнейшем нами было изучено поведение кремнезема при этих же условиях, но только в области повышенных концентраций глинозема в растворе. Благодаря усреднению и аппроксимации полученных экспериментальных данных удалось вывести уравнения ограничения данных областей, представленных на рис. 2.13. Экстраполируя экспериментальные данные по поведению кремнезема в концентрированных

алюминатных растворах, получаем математически обработанные результаты поведения кремнезема в растворе, на основании которых была четко выделена область метастабильного состояния кремнезема. Далее были выведены уравнения содержания кремнезема, ограничивающие эти области. Закономерность удержания кремнезема в метастабильной области подтвердились и в растворах с высокой концентрацией глинозема. Было также показано, что разбавление данных концентрированных растворов до общепринятых концентраций алюминатного раствора позволяет остаться кремнезему в метастабильной области (кривая ОВ), что позволяет в дальнейшем отделить красный шлам от алюмосиликатного раствора.

С предельно высокими концентрациями кремнезема в алюминатных растворах приходится иметь дело при выщелачивании руды и спека. Предельно низкое содержание кремнезема (кривая ОС) область равновесного состояния кремнезема находит свое применение при обескремнивании алюминатных растворов через ГАСН. Область выше кривой ОА является областью лабильного состояния кремнезема, где он практически не может удерживаться раствором и выделяется из него. Силикат натрия может удерживаться в алюминатном растворе в метастабильной области II (рис. 2.13), без прохождения вторичных потерь в виде гидроалюмосиликата натрия (ГАСНа).

В области метастабильного равновесия показана точка В, которая характеризует максимальный переход кремнезема из навески боксита при его полном разложении. Хорошо видно, что при разбавлении полученного раствора кремнезем остается в растворе в метастабильной области.

Такой способ позволяет получить бесщелочные высокожелезистые шламы. Алюмосиликатный раствор в дальнейшем обескремнивали с получением ГАСНа типа цеолита, который в дальнейшем может являться дорогостоящим товарным продуктом и использоваться как сорбент для очистки радиоактивных сточных вод. Искусственно синтезированные цеолиты (пермутиты) находят широкое применение в водоочистительных приборах, как адсорбенты, ионообменники, молекулярные сита; применяют в качестве

доноров и акцепторов электронов. Также цеолиты получили весьма широкое применение как катализаторы многих процессов нефтехимии и нефтепереработки и как гетерогенных катализаторов.

Обескремнивание алюминатного раствора с повышенным содержанием кремнезема можно осуществить так же, как сейчас осуществляется данная операция на УАЗе в ветви спекания в присутствии затравки, путем перемешивания данного раствора в мешалках в течение 4–6 часов. Данная операция выводит полученный раствор из метастабильного состояния, и из него начинает выделяться ГАСН.

Таблица 6.3

Результаты по обработке боксита определенным объемом
оборотного раствора

Опыт, №	Боксит, г	Оборотный раствор, мл	Извлечение глинозема в раствор, %	Содержание Fe_2O_3 в красном шламе, %
1	10	25	98,0	83,0
2	10	20	95,6	80,0
3	10	15	75,5	55,4
4	10	10	52,3	42,1
5	10	5	25,4	39,0

Извлечение глинозема в раствор по предлагаемой технологии достигает 95,6–98,0 %. (теоретическое извлечение глинозема по способу Байера из данного сырья ~86,2 %).

Данные спектрального анализа показывают (рис. 6.6), что в спеке, полученном при спекании с оборотным раствором, присутствуют алюминат и феррит натрия: $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$, cm^{-1} : d – 1460, e – 816; $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$, cm^{-1} : f – 730, g – 640.

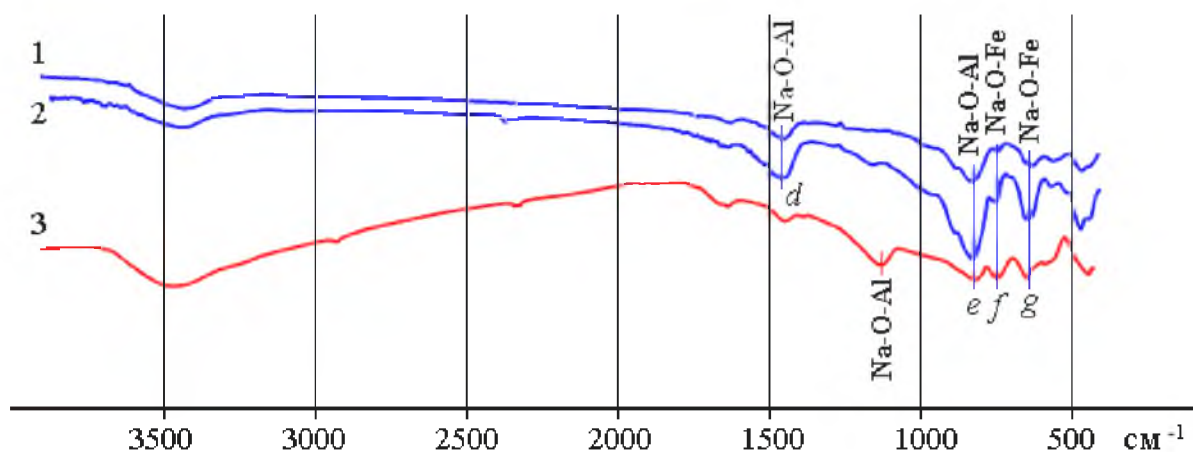


Рис. 6.6. ИК-спектры спеков: 1 – спек с избытком щелочи;
2 – спек с обратным раствором; 3 – спек заводской (УАЗ)

Для сравнения приведен ИК-спектр заводского спека УАЗа. Недостаток каустической щелочи при спекании показывает отсутствие алюмината и феррита натрия в спеке (рис. 6.7).

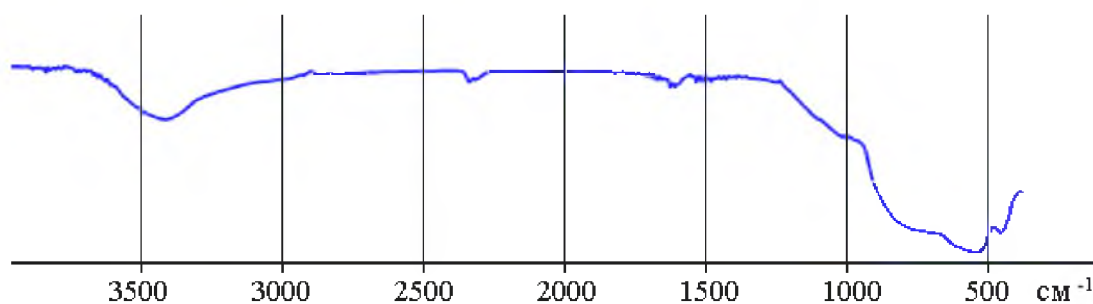


Рис. 6.7. Спек с недостатком щелочи

На ИК-спектре полученного в опыте красного шлама (рис. 6.8) полосы поглощения шамозита не выражены, и он представлен в основном гематитом и оксидом титана.

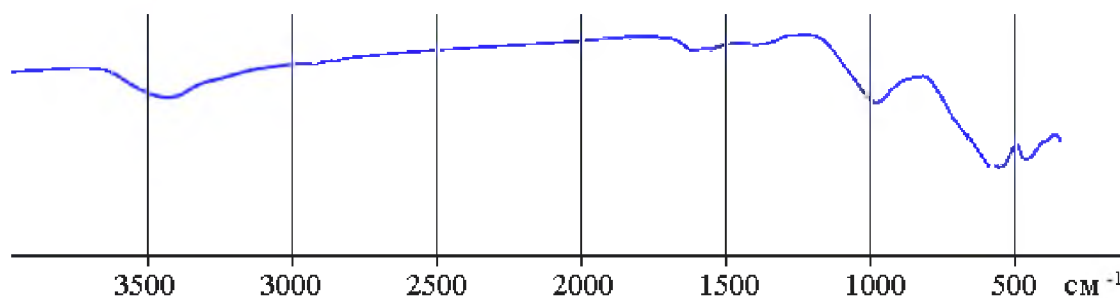


Рис. 6.8. ИК-спектр красного шлама, полученного в лаборатории

Результаты химических анализов показывают, что шлам богат по содержанию Fe_2O_3 и TiO_2 . Усредненные результаты химических анализов красных шламов представлены в табл. 6.4.

Таблица 6.4

Химический состав шламов

Компоненты	Fe	Ti	Al	Si	Ca	Na
Содержание, %	Шламы по предлагаемой технологии					
	58,70	4,84	4,23	2,57	0,30	0,19
	Заводские шламы (средние данные)					
	31,47	2,39	7,94	4,73	7,86	2,25

Такие шламы существенно отличаются от шламов уральских заводов и характеризуются высоким содержанием железа и низким содержанием щелочи и алюминия. По содержанию железа такие шламы приближаются к богатым железным рудам (содержание $\text{Fe} > 50\%$). Предлагается в дальнейшем использовать этот шлам в качестве сырья для производства чугуна в черной металлургии.

Совместно с Институтом металлургии УрО РАН были проведены исследования плавки полученного по новой технологии образца шлама. С целью определения состава отливок проводили химический анализ проб и шлаков. Содержание элементов в полученном чугуне, %: V – 0,12; Cr – 0,046; Mn – 0,93; Co – 0,048; W – 0,6.

В процессе плавления ценные легирующие компоненты из шлама переходят в состав чугуна – получается так называемый природнолегированный чугун. Шлак, полученный после плавки, обогащен оксидами титана и редкоземельными элементами.

Схема предлагаемой технологии представлена на рис. 6.9.

По итогам проведенных исследований предложена технология переработки бокситов Среднетиманского месторождения, позволяющая значительно повысить извлечение Al_2O_3 из бокситового сырья. Удалось снизить потери щелочи и алюминия с красным шламом за счет удержания кремнезема в растворе с последующим отделенным его осаждением. Предложено решение

серьезной экологической проблемы хранения красных шламов глиноземного производства. Показана возможность комплексной переработки боксита с получением глинозема, высокожелезистого красного шлама и ГАСНа типа цеолита.



Рис. 6.9. Схема комплексной переработки бокситов, новая технология

7. ЭКОНОМИЧЕСКИЕ РАСЧЕТЫ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Глиноземное производство является важнейшей составляющей технологического процесса получения алюминия из природного сырья и является крупнейшей областью металлургии цветных металлов. Как правило, глиноземные цехи находятся в составе алюминиевых заводов, организационно-правовой формой управления которыми является акционерное общество, т. е. коммерческая организация, выступающая субъектом управления. Объектом управления является цех, передел, участок или отдельный агрегат. В условиях рыночной экономики основная цель любой коммерческой организации – прирост прибыли, что возможно исключительно за счет повышения эффективности производства металла на всех стадиях переработки сырья.

По своему экономическому содержанию глинозем является полуфабрикатом по отношению к конечному продукту – металлу. Однако среди объектов технологической схемы продвижения сырья до конечной продукции производство глинозема занимает центральное место. Его отличает сложная технология, обусловленная многостадийностью гидрохимических процессов, высокая металлоемкость и энергоемкость производства. Все это в значительной степени формирует себестоимость конечной продукции и влияет на результаты производственно-хозяйственной деятельности всего завода. В процессе изучения теории и практики глиноземного производства специалисты, задействованные в технологическом процессе, постоянно ориентированы на совершенствование техники, технологии, поиск путей снижения затрат и повышения эффективности производства на определенном технологическом объекте. Изучив фактическое состояние техники и технологии на действующем производстве, разрабатывается и предлагаются инновационные проекты, позволяющие усовершенствовать технологический процесс. Как правило, такое усовершенствование сопровождается привлечением значительных денежных средств в виде единовременных затрат – инвестиций, предназначенных для реализации проектов. В новых условиях говорить об эффективности

технического или технологического решения без его финансово-экономической оценки бессмысленно. Управленческое решение о реализации того или иного проекта может быть принято на основе стоимостных оценочных показателей. Отсюда следует, что специалисту, имеющему инженерную подготовку и владеющему способами обработки технологической информации, необходимо освоить приемы стоимостной оценки технологических параметров и последующего их изменения, приобрести навыки преобразования внеэкономической информации в экономическую.

Ввиду того, что значимость технологической составляющей инвестиционного проекта в современных условиях существенно возрастает, технологам для успешного решения финансово-экономической оценки предлагаемых нововведений необходимо владеть основными экономическими категориями рыночной экономики, формирующими конечные результаты производственно-хозяйственной деятельности завода. Для этого надо знать, каковы используемые ресурсы, определять затраты, рассчитывать налоги, формировать прибыль. С целью выявления возможных путей снижения издержек производства необходимо изучить действующий порядок калькулирования себестоимости продукции, отдельные статьи калькуляции и методологию определения их изменения с учетом особенностей глиноземного производства. Умение соединить свои профессиональные знания с экономическими оценочными показателями позволит технологу не только качественно готовить информацию для последующих экономических расчетов, но и применять надежные управленческие решения об инвестировании того или иного нововведения.

Далее с учетом специфики глиноземного производства изложены основные экономические категории, знание которых позволит автору инновационного проекта осуществить качественную финансово-экономическую оценку этого проекта и принять решение о его внедрении.

7.1. Активы организации как хозяйственные средства

Для осуществления производственной деятельности коммерческая организация использует следующие ограниченные экономические ресурсы:

- материальные ресурсы (земля и капитал);
- трудовые ресурсы (труд и предпринимательство).

В микроэкономике, объектом которой является глиноземное производство, используется термин «факторы производства» (производственные факторы).

Поскольку в рыночной экономике землю рассматривают как элемент капитала, а не как самостоятельный фактор производства, все средства (термин «средства» используется для стоимостной оценки имущества организации), авансируемые в производственную деятельность, можно назвать *капиталом*.

Состав капитала коммерческой организации (включая землю) представлен в табл. 7.1.

Таблица 7.1

Состав капитала коммерческой организации

Общий капитал, в том числе		
основной капитал, в том числе	оборотный капитал, в том числе	
1) нематериальные активы; 2) основные средства: земля; здания, машины, оборудование и пр.	оборотные производственные фонды	фонды обращения
Долгосрочные обязательства	Краткосрочные обязательства	

При составлении бухгалтерского баланса организации ее хозяйственные средства называются *активами*, а их источники – *пассивами*.

Нематериальные активы, являющиеся элементом основного капитала, включают стоимость фирменного наименования, товарного знака организации, приобретенных ею патентов, лицензий, изобретений, а также стоимость

проведения научно-исследовательских работ, представляющих интеллектуальную собственность.

Нематериальные активы переносят свою стоимость на готовую продукцию частями, постепенно.

К фактору *земля* относятся используемые в производственной деятельности земельные участки и объекты природопользования. Поскольку их потребительские свойства с годами не меняются, они не подлежат амортизации. За их использование взимается арендная плата или земельный налог.

Часть основных средств, включающая стоимость зданий, машин, оборудования и пр., в российской микроэкономике носит название *основные фонды*. Они являются частью активов коммерческой организации, многократно участвуют в производственном процессе и переносят свою стоимость на готовый продукт частями, постепенно.

Оборотные активы организации, которые в результате ее хозяйственной деятельности полностью переносят свою стоимость на готовый продукт, принимают однократное участие в процессе производства, изменяя при этом натурально-вещественную форму, называются *оборотными производственными фондами*.

Другая часть оборотных активов, обслуживающая сферу обращения, называется *фондами обращения*.

Оборотные производственные фонды и фонды обращения составляют оборотный капитал, который в российской микроэкономике носит название *оборотные средства*.

Далее под принятыми в российской экономике терминами – основные фонды и оборотные средства – они рассматриваются более подробно.

7.1.1. Основные фонды

В разделе приведены основные категории и расчетные формулы, характеризующие состояние и использование основных фондов с учетом их движения на протяжении расчетного периода, необходимые для решения конкретных экономических задач.

Структура основных фондов – это соотношение различных групп основных фондов в общей их стоимости, выраженное в процентах.

Ликвидационная стоимость основных фондов – стоимость реализации изношенных и снятых с производства основных фондов (как правило, по цене металлолома).

Объекты основных фондов в стоимостном выражении имеют следующие виды оценок:

- 1) *оценка по первоначальной стоимости* Φ_{Π} включает стоимость (цену) приобретения оборудования (постройки здания, сооружения), транспортные расходы по его доставке и стоимость монтажных работ на месте эксплуатации;
- 2) *оценка по восстановительной стоимости* $\Phi_{\text{в}}$, т. е. по стоимости воспроизводства основных фондов в современных условиях.

Восстановительная стоимость основных фондов $\Phi_{\text{в}}$ – это расчетные затраты на воссоздание в *современных условиях* их точной копии с использованием аналогичных материалов и сохранением всех эксплуатационных параметров. Данная стоимость рассчитывается с целью определения рыночной стоимости основных фондов. Она осуществлялась в результате периодических переоценок основных фондов. Последняя централизованная переоценка основных фондов была проведена по состоянию на 1 января 1999 года путем индексации для приведения их стоимости (первоначальной или восстановительной) в соответствие с действующими ценами, тарифами и условиями воспроизводства.

Каждый объект основных фондов (машина, здание и т. д.) имеет либо первоначальную, либо восстановительную оценку $\Phi_{\Pi (в)}$ в зависимости от времени его приобретения и строительства. Характер стоимостной оценки того или иного вида основных фондов определяется датой последней переоценки основных фондов, которая осуществляется по постановлению Правительства РФ.

- 3) оценка по первоначальной или восстановительной стоимости с учетом

износа – *остаточная (балансовая) стоимость* $\Phi_{\text{ост}}$.

Остаточная стоимость определяется вычитанием из полной стоимости суммы накопленного износа и показывает величину недоамортизированной части стоимости основных фондов.

Износ основных фондов И (в рублях) на определенную дату (как правило, на начало, конец года) рассчитывается по формуле

$$И = \frac{\Phi_{\text{п(в)}} \cdot H_a}{100} T_{\text{ф}},$$

где $\Phi_{\text{п(в)}}$ – первоначальная или восстановительная стоимость основных фондов, руб.;

H_a – норма амортизационных отчислений, %;

$T_{\text{ф}}$ – фактический срок службы основных фондов, лет.

Остаточная (балансовая) стоимость рассчитывается по формуле

$$\Phi_{\text{ост}} = \Phi_{\text{п(в)}} - И = \Phi_{\text{п(в)}} - \frac{\Phi_{\text{п(в)}} \cdot H_a}{100} T_{\text{ф}}.$$

Норма амортизации устанавливается по группе однородных объектов основных фондов с учетом срока их полезного использования и рассчитывается по формуле

$$H_a = \frac{1}{T} \cdot 100 \%,$$

где T – срок полезного использования объекта основных фондов, лет.

Срок полезного использования объекта основных фондов определяется организацией при принятии объекта к бухгалтерскому учету.

Начисление амортизации производится одним из следующих методов:

а) линейным;

б) уменьшаемого остатка (нелинейным).

В свою очередь нелинейный метод реализуется:

– способом списания по сумме чисел лет срока полезного использования;

– способом списания стоимости пропорционально объему продукции (работ).

Линейный метод расчета амортизации в обязательном порядке применим для объектов основных средств, имеющих срок использования 20 и более лет. Для объектов, имеющих срок использования менее 20 лет, применим любой из указанных выше методов. Именно по этому признаку, т. е. по сроку полезного использования, основные средства объединяются в однородные амортизационные группы.

На практике амортизационные отчисления по объектам основных средств в течение отчетного года начисляются *ежемесячно* независимо от применяемого способа начисления в размере 1/12 годовой суммы амортизации.

Годовая сумма амортизационных отчислений объекта основных фондов определяется на основании первоначальной (восстановительной) стоимости объекта и нормы амортизации, исчисленной исходя из срока полезного использования этого объекта.

Годовая сумма амортизационных отчислений А (в рублях) по группе однородных основных фондов при условии их движения в пределах года рассчитывается по формуле

$$A = H_a \cdot \Phi_{\text{ср. год}},$$

где $\Phi_{\text{ср. год}}$ – среднегодовая стоимость группы основных фондов, руб.

Среднегодовая стоимость основных фондов учитывает стоимость и время ввода и выбытия части основных фондов в течение года. Поскольку ввод (выбытие) основных фондов учитывается в бухгалтерском учете на первое число месяца, следующего за месяцем, в котором происходит ввод в действие (выбытие) этих фондов, среднегодовая стоимость основных фондов рассчитывается как средневзвешенная величина по числу полных месяцев.

В том случае, если на протяжении года имеет место движение основных фондов (ввод новых и выведение старых), *стоимость основных фондов на конец года* $\Phi_{\text{п(в)}}^K$ рассчитывается по формуле

$$\Phi_{п(в)}^K = \Phi_{п(в)}^H + \Phi_{ввод} - \Phi_{выб},$$

где $\Phi_{п(в)}^H$ – стоимость основных фондов на начало года, руб.;

$\Phi_{ввод}$ – стоимость фондов, введенных в течение года, руб.;

$\Phi_{выб}$ – стоимость фондов, выбывших в течение года, руб.

Показатели, характеризующие движение основных фондов:

1) коэффициент выбытия основных фондов $K_{выб}$: $K_{выб} = \frac{\Phi_{выб}^H}{\Phi_{п(в)}};$

2) коэффициент обновления основных фондов $K_{обн}$: $K_{обн} = \frac{\Phi_{ввод}^K}{\Phi_{п(в)}};$

3) коэффициент физического износа основных фондов $K_{изн}$, %:

$$K_{изн} = \frac{И}{\Phi_{п(в)}} \cdot 100 \text{ \%}.$$

7.1.2. Оборотные средства

Раздел предусматривает изучение вопросов нормирования оборотных средств в производственных запасах, незавершенном производстве и расходах будущих периодов, а также расчет показателей использования оборотных средств и выявление направлений их эффективного использования.

Оборотные средства по составу подразделяются на две составляющие: оборотные фонды и фонды обращения.

В состав *оборотных производственных фондов* входят: производственные запасы, незавершенное производство и полуфабрикаты собственного изготовления, расходы будущих периодов.

Фонды обращения состоят из готовой продукции в сфере реализации и денежных средств организации.

Нормирование оборотных средств

Норматив оборотных средств сырья (материалов, топлива) O_m (в рублях) рассчитывается по формуле

$$O_m = D \cdot q,$$

где D – норма производственных запасов сырья, дни;

q – однодневный расход сырья, руб.

Норма производственных запасов сырья определяется суммированием следующих величин:

$$D = D_t + D_{\text{п}} + D_{\text{с}},$$

где D_t – средняя величина (норма) текущего запаса сырья, дни;

$D_{\text{п}}$ – норма подготовительного запаса, обусловленная необходимостью предпроизводственной подготовки сырья, дни;

$D_{\text{с}}$ – страховой (гарантийный) запас сырья, который включает время нахождения сырья в пути, а также время отклонения от графика поставок, связанное с вероятностью несвоевременного оформления заказа и отгрузки сырья от поставщика и приемки у потребителя, дни.

Средняя величина (норма) текущего запаса D_t (относительный средний текущий запас сырья в днях) определяется как $1/2$ длительности интервала между двумя очередными поставками данного вида сырья (материалов, топлива).

Норматив оборотных средств на незавершенное производство O_n (в рублях) рассчитывается по формуле

$$O_n = T_{\text{ц}} \cdot K_{\text{нз}} \cdot C_{\text{ср}},$$

где $T_{\text{ц}}$ – длительность производственного цикла изготовления продукции, дни;

$K_{\text{нз}}$ – коэффициент нарастания затрат по незавершенному производству;

$C_{\text{ср}}$ – среднесуточный выпуск продукции, руб./сут;

В глиноземном цехе незавершенное производство оценивается по себестоимости передела, в которую включается стоимость сырья и электроэнергии на технологические цели. Заработная плата, общепроизводственные и другие расходы на незавершенное производство не относятся.

Коэффициент нарастания затрат по незавершенному производству (коэффициент себестоимости незавершенного производства) отражает степень готовности продукции, находящейся в процессе производства, и рассчитывается следующим образом.

Все затраты подразделяются на единовременные $З_е$ (%), которые производятся с самого начала производственного цикла (сырье), и переменные $З_п$ (%), которые условно принимаются равномерно нарастающими.

Коэффициент нарастания затрат рассчитывается по формуле

$$K_{нз} = \left(З_е + \frac{З_п}{2} \right) : 100 \text{ или } K_{нз} = \left(З_е + \frac{1-З_е}{2} \right) : 100 .$$

Норматив оборотных средств на расходы будущих периодов $O_б$ (в рублях) исчисляется по формуле

$$O_б = C_o + C_c - C_b,$$

где C_o – сумма средств, вложенных в расходы будущих периодов на начало планируемого года, руб.;

C_c – расходы будущих лет, предусмотренные соответствующими сметами и расчетами в планируемом периоде, руб.;

C_b – часть расходов будущих периодов, включаемая в себестоимость продукции планового года согласно смете производства, руб.

Показатели использования оборотных средств

Структура оборотных средств характеризуется удельным весом различных элементов в общей сумме оборотных средств и выражается в процентах.

Среднемесячный (среднеквартальный) остаток оборотных средств OC определяется следующим расчетом:

а) среднемесячный OC_M – как сумма остатков оборотных средств (в рублях) на начало O_1 и конец O_2 месяца, деленная на 2:

$$OC_M = \frac{O_1 + O_2}{2};$$

б) среднеквартальный OC_k – как сумма средних остатков (в рублях) за каждый месяц OC_{m1} , OC_{m2} , OC_{m3} , деленная на 3:

$$OC_k = \frac{OC_{m1} + OC_{m2} + OC_{m3}}{3}.$$

Среднегодовая сумма оборотных средств рассчитывается как среднеарифметическая среднеквартальных остатков оборотных средств.

Коэффициент оборачиваемости оборотных средств (скорость оборота) $K_{об}$ характеризует сумму реализованной продукции, приходящуюся на 1 руб. оборотных средств, и рассчитывается по формуле

$$K_{об} = \frac{P}{OC},$$

где P – сумма реализованной продукции за период, руб.;

OC – средний остаток оборотных средств в этом же периоде, руб.

По отдельным элементам оборотных средств (сырью, материалам, топливу и т. п.) число оборотов $K_{об}$ определяется соотношением

$$K_{об} = \frac{\text{Сумма реализованной продукции}}{\text{Средний остаток оборотных средств}}.$$

Средняя продолжительность одного оборота оборотных средств (оборачиваемость в днях) $T_{об}$ за период определяется по формуле

$$T_{об} = \frac{OC \cdot D}{P} \quad \text{или} \quad T_{об} = \frac{OC}{P/D},$$

где OC – среднегодовая сумма оборотных средств за период D , руб.;

P – объем реализованной продукции за период D в оптовых ценах предприятия, руб.;

D – продолжительность периода, дни.

При исчислении показателей оборачиваемости оборотных средств принимают продолжительность года, квартала и месяца (D), равную соответственно 360, 90 и 30 дням.

Коэффициент загрузки (закрепления) оборотных средств K_3 – это величина, обратная скорости оборота, которая показывает размер оборотных средств, авансируемых на 1 руб. выручки от реализации продукции, и рассчитывается по формуле

$$K_3 = \frac{OC}{P},$$

где OC – средний остаток оборотных средств за период, руб.;

P – сумма реализованной продукции за тот же период, руб.

Чем меньше величина коэффициента загрузки оборотных средств, тем эффективнее они используются.

7.2. Формирование затрат при производстве глинозема

Планирование, формирование и учет затрат на производство и реализацию продукции глиноземного производства осуществляются в соответствии с Методические положения по планированию, формированию и учету затрат на производство и реализацию продукции (работ, услуг) предприятий металлургического комплекса. Производство глинозема, алюминия и фтористых солей. Министерство промышленности, науки и технологий РФ. М., 2004.

Себестоимость продукции – стоимостная оценка используемых в процессе производства природных ресурсов, сырья, материалов, топлива, энергии, основных средств и трудовых ресурсов, а также других затрат на производство и реализацию продукции.

Калькулирование – исчисление себестоимости конкретных видов продукции – включает определение себестоимости всего выпуска отдельного вида продукции и в расчете на его *учетную (калькуляционную)* единицу. В производстве глинозема калькулируемой продукцией являются *глинозем кальцинированный* и *гидроксид алюминия*. В дальнейшем «глинозем кальцинированный» и «глинозем» употребляются как равнозначные термины.

Если полученная продукция поступает на данном предприятии в дальнейшую переработку, то она является *полуфабрикатом*. Глинозем кальцинированный, вырабатываемый в глиноземном цехе и затем перерабатываемый в электролизном цехе данного завода, относится к полуфабрикатам.

Несмотря на то, что по своему экономическому содержанию указанный продукт является *полуфабрикатом*, в соответствии с Методическими положениями он *калькулируется* совместно с товарным глиноземом, а в смежные цехи для дальнейшей переработки *передается по цеховой себестоимости*.

Затраты на производство и реализацию продукции объединяются (классифицируются) в однородные группы по следующим признакам:

- по экономическим элементам;
- по калькуляционным статьям;
- по типу связи с конкретными видами продукции (прямые и косвенные затраты);
- по изменяемости в зависимости от объемов производства продукции
(условно-постоянные и переменные);
- по центрам затрат.

Группировка затрат на производство и реализацию продукции по предприятию в целом осуществляется *по следующим экономическим элементам*:

- материальные затраты;
- затраты на оплату труда;
- страховые взносы;
- амортизационные отчисления;
- прочие затраты.

Группировка затрат по калькуляционным статьям предусматривает отнесение расходов на каждый вид калькулируемой продукции

непосредственно или путем распределения с учетом специфики формирования затрат на производство и реализацию продукции.

Перечень калькуляционных статей затрат и их состав имеют нормативный статус и отражаются в учетной политике организации.

Методическими положениями установлена следующая *номенклатура статей расходов*.

I. Заданное

- Сырье, основные материалы и полуфабрикаты.
- Отходы производства (–).
- Брак (–).

Итого задано за вычетом отходов и брака.

II. Расходы по переделу.

- Вспомогательные материалы на технологические цели.
- Топливо на технологические цели.
- Энергия на технологические цели.
- Расходы на оплату труда производственного персонала цеха.
- Страховые взносы.
- Общепроизводственные расходы,

в том числе:

- а) амортизация основных средств;
- б) расходы на ремонт и содержание основных средств;
- в) прочие расходы.

Итого расходы по переделу.

Расходы на подготовку и освоение производства.

Потери от брака.

Попутная продукция (–).

Итого цеховая себестоимость

Общехозяйственные расходы.

Итого производственная себестоимость

Расходы на продажу продукции.

Итого полная себестоимость

По составу учитываемых в калькуляции затрат различают следующие виды себестоимости:

- *цеховая себестоимость*, включающая все расходы цеха на производство продукции;
- *производственная себестоимость*, включающая, кроме цеховой себестоимости, общехозяйственные расходы завода, относимые на данную продукцию;
- *полная себестоимость*, включающая производственную себестоимость и расходы по реализации (расходы на продажу).

На практике выделяют *себестоимость передела*, которая включает цеховую себестоимость за вычетом затрат на сырье, основные материалы и полуфабрикаты.

По *типу связи с конкретными видами продукции* затраты подразделяются на прямые и косвенные. *Прямые затраты* непосредственно относятся к процессу производства и реализации конкретного вида продукции. *Косвенные затраты* связаны с производством ряда видов продукции; они относятся на конкретный вид продукции методом распределения пропорционально принятому показателю.

По *признаку отношения к объему производства* продукции затраты подразделяются на переменные и условно-постоянные. *Переменные затраты* изменяются пропорционально изменению показателя объема производства, оставаясь неизменными по отношению к единице продукции. *Условно-постоянные затраты* при изменении объема производства в общей сумме остаются неизменными. Удельное значение этих затрат на единицу продукции изменяется в соответствии с изменением объема производства.

Глиноземные цехи предназначены для переработки руды на глинозем, который служит исходным сырьем для получения алюминия. В качестве сырья

в глиноземном производстве используются бокситы. Боксит является *комплексным сырьем*, поскольку в результате его переработки получают не один, а несколько товарных продуктов. При калькулировании себестоимости этих продуктов решающую роль играет наличие в технологическом процессе их производства наряду с *простыми операциями* так называемых *комплексных операций*. На простых операциях получают один продукт, на который и относят все затраты. При получении же на комплексной операции двух и более продуктов возникает необходимость разделения общих затрат между ними. Следовательно, при организации калькулирования себестоимости продуктов переработки комплексного сырья в первую очередь необходимо наглядно представить технологическую схему производственного процесса и на ее основе установить порядок учета и разделения косвенных затрат.

На алюминиевых заводах Урала бокситы на глинозем перерабатываются по технологической схеме параллельного варианта комбинированного способа Байер-спекание, представленной на рис. 1.18. На примере этой технологической схемы и рассматривается порядок калькулирования себестоимости конечных продуктов. Основные технологические операции, формирующие указанную схему, приведены в табл. 7.2 и 7.3.

Таблица 7.2

Ветвь Байера

Основные технологические операции	Участки (переделы)
1. Подготовка сырья и выщелачивание из него окиси алюминия	Дробление Обжиг Измельчение Выщелачивание
2. Отделение алюминатного раствора от вмещающей породы (шлама)	Разбавление Сгущение
3. Промывка красного шлама и направление его в отвал	Промывка
4. Разложение алюминатных растворов с получением гидроксида алюминия	Декомпозиция
5. Отделение гидроксида алюминия от маточного раствора с последующей фильтрацией и промывкой	Сгущение Фильтрация и промывка

6. Упаривание маточных растворов с получением крепких оборотных растворов и выделение из них карбонатных соединений щелочных металлов (моногидрат соды), направляемых в ветвь спекания	Выпарка Сгущение
7. Прокаливание гидроксида алюминия с обеих ветвей с получением глинозема кальцинированного	Кальцинация

Таблица 7.3

Ветвь спекания

Основные технологические операции	Участки (переделы)
1. Подготовка сырья	Дробление Измельчение
2. Усреднение шихты в коррекционных бассейнах, спекание, выщелачивание из спека окиси алюминия и отделение красного шлама в отвал	Корректирование шихты Спекание Выщелачивание
3. Обескремнивание и выделение из алюминатного раствора белого шлама (гидроалюмосиликата натрия), направляемого в коррекционные бассейны	Обескремнивание Фильтрация
4. Разложение алюминатных растворов с получением гидроксида алюминия	Декомпозиция
5. Отделение гидроксида алюминия от маточного раствора, его фильтрация и промывка с последующим направлением на прокаливание	Сгущение Фильтрация и промывка
6. Упаривание маточных растворов с получением крепких оборотных растворов и выделением содосульфатного осадка	Выпарка Сгущение
7. Обезвоживание содосульфатного осадка	Центрифугирование

В результате переработки бокситов по технологической схеме параллельного варианта комбинированного способа Байер-спекание конечными продуктами производства являются *глинозем, гидроксид алюминия и содосульфатный осадок*.

Глинозем и гидроксид алюминия подлежат калькулированию, а содосульфатный осадок, используемый для производства стекла и реализуемый на сторону, является *сопряженной (попутной) продукцией*,

выручка от реализации которой учитывается в калькуляции себестоимости со знаком минус.

Помимо *товарной* продукции (*глинозем товарный и гидроксид алюминия*), для которой рассчитывается *полная себестоимость*, часть *глинозема* используется для получения алюминия на данном заводе, поэтому в затратах на этот глинозем не учитываются общехозяйственные расходы и расходы на продажу и он передается в электролизный цех завода *по цеховой себестоимости*.

Анализ основных технологических операций ветвей Байера и спекания показывает, что простой операцией, чьи затраты могут быть прямо отнесены на товарный продукт (глинозем), является прокаливание гидроксида алюминия на участке кальцинации. Все остальные технологические операции – комплексные, и затраты, связанные с их осуществлением, по своему экономическому содержанию являющиеся косвенными, подлежат разделению между двумя калькулируемыми видами товарной продукции – глиноземом и гидроксидом алюминия.

Единственным продуктом комплексных технологических операций является гидроксид алюминия, поэтому все затраты должны быть распределены между гидроксидом алюминия товарным и гидроксидом алюминия – промпродуктом, поступающим на участок кальцинации. Объединив затраты на получение гидроксида алюминия промпродукта и издержки на участке кальцинации, получаем себестоимость производства второго товарного продукта – глинозема кальцинированного.

Способ разделения косвенных затрат предполагает выбор *критерия (базы) распределения*. В глиноземном производстве для разделения затрат между глиноземом и гидроксидом алюминия в качестве *базы распределения* используется *технический критерий* – *содержание сухой массы глинозема* в указанных продуктах. Затраты, общие для товарных продуктов, распределяются пропорционально массе сухого глинозема в каждом из них.

Пересчет гидроксида алюминия на *прокаленный (сухой)* глинозем производится по формуле

$$Q_{\text{(пересчет)}} = Q_{\text{Al(OH)}_3} \cdot \frac{(100 - W) \cdot (100 - \gamma + 1,2)}{100 \cdot 100},$$

где $Q_{\text{(пересчет)}}$ – масса прокаленного (сухого) глинозема в гидроксида алюминия, т;

$Q_{\text{Al(OH)}_3}$ – масса гидроксида алюминия, т;

W – содержание влаги в гидроксида алюминия, %;

γ – потери массы при прокаливании гидроксида алюминия, %;

1,2 – предельно допустимое по ГОСТ 30558–98 содержание потерь массы в прокаленном глиноземе при прокаливании, %.

В глиноземном производстве в основе калькулирования себестоимости лежит расчетно-аналитический метод. При его применении прямые затраты на единицу продукции рассчитываются на основе норм, а косвенные – пропорционально выбранной базе распределения.

Выбор технологической схемы переработки боксита определяется его химическим и минералогическим составом. В этой связи основными исходными данными для расчета норм расхода боксита и щелочей являются:

- 1) состав бокситов;
- 2) соотношение между мощностями гидрохимической и спекательной ветвей (для комбинированного способа Байер-спекание).

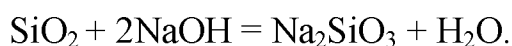
Под *мощностью (долей) ветви спекания* понимается количество глинозема, полученного из введенного в ветвь спекания боксита. Соответственно *мощность (доля) ветви Байера* определяется количеством глинозема, полученным из боксита, введенного в эту ветвь.

Качество боксита характеризуется *кремниевым модулем* μ_{Si} , который представляет собой отношение массы оксида алюминия к массе оксида кремния в сухом боксите и рассчитывается по формуле

$$\mu_{\text{Si}} = \frac{(\text{Al}_2\text{O}_3)_6}{(\text{SiO}_2)_6},$$

где $(\text{Al}_2\text{O}_3)_6$, $(\text{SiO}_2)_6$ – содержание оксида алюминия и оксида кремния в сухом боксите, %.

Кремний, находящийся в боксите в виде двуокиси (SiO_2), при технологической переработке сырья вступает во взаимодействие со щелочью (NaOH), образуя силикат натрия (Na_2SiO_3):



В дальнейшем при повышенных температурах силикат натрия вступает во взаимодействие с основными компонентами алюминатного раствора, образуя гидроалюмосиликат натрия ($\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 1,75\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), который является нерастворимым соединением и уходит в отходы производства (красный шлам), увлекая с собой указанные выше ценные компоненты, что приводит к их безвозвратным потерям и, как следствие, снижению товарного выхода глинозема и повышению расхода дорогостоящих щелочей. Именно поэтому кремниевый модуль является одним из основных критериев, по которому бокситы относят к высококачественным (малокремнистые) или низкокачественным (высокремнистые). Каждый из этих бокситов перерабатывается по оптимальной для них технологической схеме.

Кремниевый модуль в зависимости от марки боксита (ГОСТ 972–74) находится в диапазоне от 12 до 4. Сырье с кремниевым модулем $\mu_{\text{Si}} > 8$ относят к высококачественным, а с $\mu_{\text{Si}} < 8$ – к низкокачественным бокситам. Высококачественные бокситы перерабатываются по способу Байера, а низкокачественные – по способу спекания.

При выборе технологической схемы переработки бокситов помимо кремниевого модуля существенную роль играют ограничения по сере (S) и карбонатам (CO_2). Содержание серы должно быть не более 1 % в бокситах, перерабатываемых в обеих ветвях. Содержание карбонатов не более 1,5–3 % в бокситах, перерабатываемых в ветви Байера; для спекательных бокситов

ограничений по карбонатам нет. Именно этот показатель определяет соотношение ветвей в технологической схеме Байер-спекание. Увеличение содержания CO_2 в бокситах, перерабатываемых по способу Байера, неизбежно приведет к росту мощности спекательного передела.

Комбинация гидрохимической и спекательной ветвей в технологической схеме параллельного варианта комбинированного способа Байер-спекание позволяет частично возместить потери едкой щелочи в цикле Байера оборотной содой, направляемой в параллельную ветвь с последующей каустификацией в печах спекания.

Неизбежные потери окиси натрия с отвальным шламом, готовой продукцией и прочими потерями компенсируются свежей щелочью, вводимой в процесс: в ветви спекания – в виде кальцинированной соды (Na_2CO_3) и в ветви Байера – в виде каустической соды (NaOH – каустик). На алюминиевых заводах Урала с учетом качества перерабатываемого сырья доля ветви спекания составляет 10–25 %.

Нормы расхода материальных затрат (сырье и основные материалы, вспомогательные материалы, топливо и энергия) для конкретной технологической схемы рассчитываются на 1 т сухого глинозема.

7.2.1. Расчет норм расхода боксита

При переработке боксита по параллельной схеме Байер-спекание нормы расхода боксита на 1 т общего глинозема рассчитываются *раздельно по гидрохимической ветви Байера (гх) и ветви спекания (с)* с учетом соотношения их мощностей.

Обозначим выпуск глинозема в ветви спекания в долях единицы через f , тогда выпуск глинозема в ветви Байера составит $(1 - f)$.

Сухой глинозем содержит до 1 % примесей, поэтому масса Al_2O_3 в 1 т глинозема рассчитывается по формуле, т:

$$Q_{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{B}{1 - c}$$

где β – содержание Al_2O_3 в 1 т сухого глинозема, %.

В общем виде норма расхода боксита на 1 т глинозема рассчитывается по формуле

$$H = \frac{\beta_{Al_2O_3\Gamma} \cdot 100}{\beta_{Al_2O_3\delta} \cdot \varepsilon},$$

где H – удельный расход сухого боксита на 1 т глинозема, т;

$\beta_{Al_2O_3\Gamma}$, $\beta_{Al_2O_3\delta}$ – содержание Al_2O_3 в глиноземе и боксите, %;

ε – товарный выход глинозема из боксита, %.

С учетом влажности норма расхода боксита на 1 т глинозема рассчитывается по формуле

$$H = \frac{H}{1-v},$$

где v – содержание влаги в боксите, доли единицы.

С учетом соотношения ветвей масса Al_2O_3 в 1 т общего глинозема составит, т:

из ветви Байера: $Q_{Al_2O_3\Gamma x} = Q_{Al_2O_3\Gamma} \cdot (1-f)$;

из ветви спекания: $Q_{Al_2O_3\epsilon} = Q_{Al_2O_3\Gamma} \cdot f$,

$$Q_{Al_2O_3\Gamma} = Q_{Al_2O_3\Gamma x} + Q_{Al_2O_3\epsilon}.$$

Норма расхода сухого боксита на 1 т общего глинозема составит:

в ветви Байера: $H_{\Gamma x} = \frac{Q_{Al_2O_3\Gamma x} \cdot 10^4}{\beta_{\Gamma x} \cdot \varepsilon_{\Gamma x}}$; в ветви спекания: $H_{\epsilon} = \frac{Q_{Al_2O_3\epsilon} \cdot 10^4}{\beta_{\epsilon} \cdot \varepsilon_{\epsilon}}$;

где $H_{\Gamma x}$, H_{ϵ} – норма расхода сухого боксита на 1 т общего глинозема в ветви Байера и ветви спекания, т;

$\beta_{\Gamma x}$, β_{ϵ} – содержание Al_2O_3 в 1 т сухого боксита в ветви Байера и ветви спекания, %;

$\varepsilon_{\Gamma x}$, ε_{ϵ} – товарный выход глинозема в ветви Байера и ветви спекания, %.

Рассчитанные указанным выше способом нормы расхода боксита являются основой для калькулирования себестоимости производства 1 т глинозема, и в калькуляцию в виде сырья вносятся *раздельно*.

7.2.2. Расчет норм расхода известняка

Необходимым компонентом получения глинозема является известь (CaO), расход которой в каждой ветви рассчитывается *раздельно*.

Ветвь спекания. Известь, вводимая в шихту при спекании в виде известняка (CaCO₃), предназначена для связывания SiO₂, содержащегося в боксите, в нерастворимое соединение ортосиликат кальция (2CaO·SiO₂), который выводится из процесса с красным шламом в отвал.

Расход извести в ветви спекания находим из расчета *известкового (кальцевого) модуля* шихты $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 2$, из которого следует, что для связывания 1 моля SiO₂ необходимо 2 моля CaO.

Из уравнения известкового модуля определяем массу извести, которую необходимо иметь в шихте ветви спекания для получения 1 т общего глинозема:

$$\frac{Q_{\text{CaO}_c} \cdot 56}{[H_c \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{б.с}}] \cdot 60} = 2;$$

$$Q_{\text{CaO}_c} = \frac{2 \cdot [H_c \cdot (\text{SiO}_2)_{\text{б.с}}] \cdot 56}{60},$$

где Q_{CaO_c} – расход извести в ветви спекания на 1 т общего глинозема, т;
 $(\text{SiO}_2)_{\text{б.с}}$ – содержание SiO₂ в спекательном боксите, доли ед.;
 56, 60 – молекулярная масса CaO и SiO₂.

Часть извести вводится в шихту в составе спекательного боксита:

$$Q_{\text{CaO}_{\text{б.с}}} = H_c \cdot (\text{CaO})_{\text{б.с}}$$

где $Q_{\text{CaO}_{\text{б.с}}}$ – масса извести в спекательном боксите, т;
 $(\text{CaO})_{\text{б.с}}$ – содержание извести в спекательном боксите, доли ед.

С учетом этого на спекание требуется ввести свежей извести несколько меньше рассчитанного выше расхода:

$$\Delta Q_{CaO},$$

где ΔQ_{CaO} – количество извести, которое необходимо добавить в шихту для получения 1 т общего глинозема, т.

Известь вводится в процесс в виде известняка, содержание CaO в котором обозначим через $(CaO)_{CaCO_3}$, %. Учитывая, что часть извести в известняке (принимая это значение равным 0,95 %) уже связана с SiO₂ и не может участвовать в технологическом процессе, содержание извести в известняке снизится:

$$(CaO)_{CaCO_3}^a = (CaO)_{CaCO_3} \cdot \frac{100 - 0,95}{100},$$

где $(CaO)_{CaCO_3}^a$ – содержание активной извести в известняке, %;

$(CaO)_{CaCO_3}$ – содержание извести в известняке, %;

0,95 – содержание извести в известняке, связанное с SiO₂, %.

Масса натурального известняка, добавляемого в шихту ветви спекания для получения 1 т общего глинозема:

$$H_{CaCO_3c} = \frac{\Delta Q_{CaO} \cdot 100}{(CaO)_{CaCO_3}^a \cdot (1 - i)},$$

где H_{CaCO_3c} – норма расхода натурального известняка на 1 т общего глинозема в ветви спекания, т;

i – влажность натурального известняка, доли ед.

Ветвь Байера. В технологический процесс известь поступает после обжига известняка в шахтных печах. Принимаем, что потери извести при обжиге составляют 1 % (так называемый недопал). С учетом этого содержание активной извести в известняке:

$$(CaO)_{CaCO_3}^a = (CaO)_{CaCO_3} \cdot \frac{100 - 1}{100},$$

где 1 – потери извести при обжиге известняка, %.

По данным практики дозировка извести в ветви Байера составляет 2–4 % от массы сухого боксита. Обозначим этот показатель в долях единицы через L . Тогда масса извести для получения 1 т общего глинозема, вводимая в ветвь Байера: $Q_{\text{CaO}_{\text{rx}}} = H_{\text{rx}} \cdot L$,

где $Q_{\text{CaO}_{\text{rx}}}$ – расход извести на 1 т общего глинозема в ветви Байера, т;

L – содержание извести в шихте ветви Байера, доли ед.

В пересчете на натуральный известняк эта формула примет следующий вид:

$$H_{\text{CaCO}_3 \text{ rx}} = \frac{Q_{\text{CaO}_{\text{rx}}} \cdot 100}{(\text{CaO})_{\text{CaCO}_3}^a \cdot (1-i)} = \frac{H_{\text{rx}} \cdot L \cdot 100}{(\text{CaO})_{\text{CaCO}_3}^a \cdot (1-i)},$$

где $H_{\text{CaCO}_3 \text{ rx}}$ – норма расхода натурального известняка на 1 т общего глинозема в ветви Байера, т.

Нормы расхода известняка в ветви спекания ($H_{\text{CaCO}_3 \text{ c}}$) и ветви Байера ($H_{\text{CaCO}_3 \text{ rx}}$) объединяются и в виде единой нормы расхода известняка используются для целей калькулирования:

$$H_{\text{CaCO}_3} = \frac{H_{\text{CaCO}_3 \text{ c}} + H_{\text{CaCO}_3 \text{ rx}}}{1}$$

где H_{CaCO_3} – норма расхода натурального известняка на 1 т общего глинозема, т.

7.2.3. Расчет выхода содосульфатного осадка

При определении массы содосульфатного осадка, получаемого при выпарке в ветви спекания, допускаем, что вся сера, поступающая с сырьем, практически полностью переходит в содосульфатный осадок. Тогда выход содосульфатного осадка на 1 т общего глинозема:

$$Q_o = \frac{H_{\text{rx}} \cdot (S)_{\text{б. rx}} + H_c \cdot (S)_{\text{б. c}}}{(S)_o},$$

где Q_o – количество содосульфатного осадка, получаемого в расчете на 1 т общего глинозема, т;

$(S)_{\text{б.гх}}, (S)_{\text{б.с}}, (S)_o$ – содержание серы в боксите, поступающем на гидрохимию, в спекательном боксите и содосульфатном осадке, %.

Результатом расчета материального баланса являются нормы расхода материальных ресурсов, которые должны быть отнесены в соответствующие статьи калькуляции. Состав статей затрат с учетом специфики глиноземного производства рассмотрен далее.

Статья «Сырье и основные материалы» включает стоимость материалов, которые входят в состав вырабатываемой продукции, образуя ее основу, или являются необходимым компонентом при ее изготовлении.

При формировании затрат на производство глинозема по этой статье подлежат расшифровке бокситы, сода кальцинированная, сода каустическая, известняк, кокс, известь. Кокс, по своему экономическому содержанию являясь топливом, вводится в данную статью как основной материал, поскольку выступает необходимым компонентом получения негашеной извести, без которой невозможно производство глинозема в гидрохимической ветви Байера.

По статье «Вспомогательные материалы» расшифровке в калькуляциях по отдельным наименованиям подлежат мелющие тела, фильтроткань, мука, целлюлоза и макулатура, флокулянт. В качестве норм расхода этих материалов используются данные практики. С учетом внедрения наиболее совершенных технологических процессов нормы заменяются на более прогрессивные.

По статье «Топливо на технологические цели» показывается стоимость той части топлива, которая израсходована на технологический процесс. При производстве глинозема технологическим топливом являются газ, поступающий на спекание и кальцинацию, и мазут, используемый в качестве резервного топлива при отсутствии газа. Планирование и учет расхода топлива для целей калькулирования осуществляется в пересчете на тонны условного топлива (т у. т.). $1 \text{ т у. т.} = 7000 \text{ ккал} = 29310 \text{ кДж}$.

По статье «Энергия на технологические цели» отражается расход всех видов энергии (электроэнергии, пара, воды, сжатого воздуха), используемой на технологические нужды при производстве рассматриваемой продукции.

Непосредственно связанными с технологическими процессами являются, например, пар при производстве глинозема, применяемый для выщелачивания сырья в автоклавах и упаривания алюминатно-щелочных растворов в выпарных аппаратах; сжатый воздух для перемешивания гидратной пульпы в декомпозиерах; вода, добавляемая в процесс выщелачивания спека и на промывку красного шлама.

Энергия, расходуемая на технические нужды (расход электроэнергии, воды и сжатого воздуха на приведение в движение машин, станков, кранов, насосов, подъемников и других производственных механизмов, на охлаждение аппаратов и машин и т. п.), относится на счет общепроизводственных расходов.

По статье «Расходы на оплату труда производственных рабочих» показывается оплата труда рабочих, *непосредственно участвующих в технологическом процессе.*

В состав оплаты труда производственных рабочих включаются заработная плата, начисляемая по принятым системам оплаты труда (тарифным ставкам, окладам, сдельным расценкам), стимулирующие и компенсирующие выплаты, оплата отпусков и другие виды выплат. Заработная плата производственных рабочих, относящаяся к нескольким видам продукции, распределяется на эти виды пропорционально выбранной базе распределения.

Оплата труда персонала цеха, не относящегося к производственным рабочим, и соответствующие платежи по страховым взносам учитываются по статье «Общепроизводственные расходы». К этому персоналу относятся работники, занимающиеся ремонтом оборудования и обслуживанием производства (вспомогательные рабочие), а также управленческий персонал цеха (руководители, специалисты, служащие).

Допускается учет расходов на оплату труда всего персонала цеха по статье «Расходы на оплату труда персонала цеха» (взамен статьи «Расходы на

оплату труда производственных рабочих»), включающей, помимо оплаты труда производственных рабочих, оплату труда работников, обслуживающих производство (цеховой ремонтный персонал и т. п.), и управленческого персонала цеха. В этом случае соответствующие затраты исключаются из статьи «Общепроизводственные расходы».

По статье «Страховые взносы» рассчитываются налоговые платежи, зачисляемые в государственные внебюджетные фонды: фонд социального страхования (ФСС) и фонды обязательного медицинского страхования – федеральный (ФФОМС) и территориальный (ТФОМС), а также в пенсионный фонд (ПФ). Ставка страховых взносов установлена Налоговым кодексом РФ в процентах от затрат на оплату труда и на 01.01.2017 года составляет 30 %, в том числе ПФ – 22 %, ФСС – 2,9 %, ФФОМС и ТФОМС – 5,1 %.

В состав статьи «Общепроизводственные расходы» входят:

- амортизация основных средств;
- расходы на ремонт и содержание основных средств;
- прочие расходы.

Начисление сумм амортизации осуществляется в соответствии с выбранным методом и порядком расчета и изложено в подразделе 1.1 [18].

Расходы на ремонт и содержание основных средств включают затраты на запчасти и материалы; оплату труда персонала цеха (вспомогательных рабочих), занятого ремонтом и обслуживанием основных средств, с учетом страховых взносов; услуги других цехов и сторонних организаций по ремонту и содержанию основных средств.

Прочие расходы включают затраты на содержание аппарата управления цехом (оплата труда руководителей, специалистов, служащих) с учетом страховых взносов, природоохранные мероприятия, охрану труда, исследовательские работы, испытания, опыты и др.

Общепроизводственные расходы включаются в себестоимость отдельных видов продукции:

– в цехах, вырабатывающих один вид продукции, – по прямому назначению;

– в цехах, вырабатывающих несколько видов продукции, – на основе распределения общей суммы затрат пропорционально выбранной базе распределения.

По статье «Общехозяйственные расходы» рассчитываются затраты на нужды управления, не связанные непосредственно с производственным процессом: административно-управленческие расходы, содержание общехозяйственного персонала, амортизационные отчисления и расходы на ремонт основных средств управленческого и общехозяйственного назначения, арендная плата за помещения, расходы по оплате информационных, аудиторских и т. п. услуг, представительских расходов, другие аналогичные по назначению управленческие расходы. В данную статью также включаются управленческие затраты головной организации (холдинговой компании).

Общехозяйственные расходы при калькулировании себестоимости продукции относятся к товарным ее видам и распределяются между ними пропорционально выбранной базе распределения.

Статья «Расходы на продажу» (внепроизводственные расходы) включает затраты, связанные с реализацией продукции, и представляет собой их сумму за учетный период. В состав затрат входят: расходы на затаривание и упаковку продукции, расходы по ее доставке до станции отправления, погрузке в транспортные средства, комиссионные, таможенные и прочие сборы, уплачиваемые сбытовым и другим посредническим организациям, расходы на рекламу, другие аналогичные по назначению расходы.

Расходы на упаковку и транспортировку, комиссионные, таможенные и прочие сборы включаются в себестоимость соответствующих видов продукции прямым путем; при невозможности прямого отнесения отдельных статей – пропорционально объему отгружаемой продукции в физическом измерении. Для глиноземного производства физические объемы товарной продукции должны быть пересчитаны на сухой глинозем.

7.3. Прибыль. Рентабельность. Анализ соотношения «затраты – объем – прибыль» (CVP-анализ)

В условиях рыночной экономики основным критерием эффективности функционирования производства, как правило, служит показатель роста прибыли, а CVP-анализ является одним из инструментов для принятия управленческих решений по внедрению того или иного нововведения с целью достижения максимально возможной в данных условиях прибыли организации.

Прибыль и показатели, ее формирующие, отражены в одном из основных документов финансового учета – отчете о прибылях и убытках организации.

Выручка от реализации товарной продукции В, руб.:

$$B = ЦQ - НДС - А,$$

где Ц – цена единицы продукции, руб.;

Q – годовой объем производства, нат. ед.;

НДС – сумма налога на добавленную стоимость, руб.;

А – сумма акцизного налога, руб.

Затраты на производство и реализацию товарной продукции, руб.:

$$З = СQ,$$

где С – полная себестоимость единицы продукции, руб.

Прибыль от продаж (реализации), руб.:

$$П_{\text{реал}} = В - З.$$

Чистая прибыль, руб.:

$$П_{\text{ч}} = П_{\text{реал}} \left(1 - \frac{Н}{100} \right),$$

где Н – налог на прибыль, %.

Прибыль является абсолютным показателем производственно-хозяйственной деятельности, а ее относительный уровень носит название

рентабельности. Рентабельность характеризует результативность деятельности коммерческой организации и находит отражение в следующих показателях.

Рентабельность производства общая:

$$P_{\text{общ}} = \frac{\Pi_{\text{реал}}}{\text{КП}} \cdot 100\%,$$

где КП – среднегодовая стоимость капитала производственного назначения, включающего основные фонды и оборотные средства, руб.

Рентабельность отдельного вида продукции:

$$P_i = \frac{Ц_i - C_i}{C_i} \cdot 100\%,$$

где P_i – рентабельность производства i -го вида продукции, %;

$Ц_i$ – цена единицы i -го вида продукции, руб.;

C_i – полная себестоимость единицы i -го вида продукции, руб.

При условии реализации всей произведенной товарной продукции рентабельность продаж рассчитывается по формуле

$$P_{\text{продаж}} = \frac{\Pi_{\text{реал}}}{В} \cdot 100\%.$$

Поведение затрат в значительной степени зависит от изменения уровня деловой активности, т. е. от изменения объема производства. Информация о поведении затрат, необходимая руководителю для принятия различных управленческих решений, может быть получена с помощью маржинального подхода, в основу которого положена концепция маржинальной прибыли.

Маржинальная прибыль – это разность между выручкой от реализации продукции и переменными затратами (при расчете на весь объем реализуемой продукции) или разность между продажной ценой единицы продукции и переменными расходами, приходящимися на единицу продукции.

Для расчета маржинальной прибыли необходимо затраты на производство и реализацию продукции представить в виде суммы переменных и условно-постоянных затрат (в дальнейшем – постоянные затраты):

– затраты на весь объем реализуемой продукции (полные затраты), руб.:

$$З = З_{\text{пер}} + З_{\text{пост}};$$

– затраты на единицу продукции (удельные затраты), руб./т:

$$С = С_{\text{пер}} + С_{\text{пост}}.$$

Переменные затраты – часть текущих издержек производства, общая величина которых на весь объем изменяется прямо пропорционально изменению объема производства; в расчете на единицу продукции они остаются неизменными. В литературе их часто называют прямыми. В калькуляционном разрезе к ним относят сырье, материалы, топливо, энергию, иногда заработную плату производственных рабочих.

Постоянные затраты – часть текущих издержек производства, общая сумма которых не зависит от того, много или мало продукции произведено или продано. При изменении объема производства общая величина постоянных затрат не изменяется или изменяется незначительно; в расчете на единицу продукции они изменяются обратно пропорционально изменению объема производства. К постоянным затратам относят издержки, отраженные в следующих статьях калькуляции: цеховые, общехозяйственные, частично расходы на продажу продукции.

Маржинальная прибыль рассчитывается по формуле

$$\Pi_{\text{марж}} = В - З_{\text{пер}},$$

где $\Pi_{\text{марж}}$ – сумма маржинальной прибыли от реализации всего объема товарной продукции, руб.;

$З_{\text{пер}}$ – сумма переменных затрат в себестоимости производства и реализации всего объема товарной продукции, руб.

Удельная маржинальная прибыль продукции рассчитывается по формуле

$$\Pi_{\text{марж.уд}} = Ц - С_{\text{пер}},$$

где $\Pi_{\text{марж.уд}}$ – удельная маржинальная прибыль от реализации единицы продукции, руб./т;

Ц – цена единицы продукции, руб;

$\text{С}_{\text{пер}}$ – удельные переменные затраты в себестоимости продукции, руб./т.

Маржинальная прибыль в первую очередь предназначена для покрытия постоянных затрат, а затем и для получения прибыли организации. Если маржинальной прибыли недостаточно для покрытия постоянных затрат, организация несет убыток от своей деятельности.

Маржинальная прибыль заложена в основу CVP-анализа, который позволяет отыскать наиболее выгодное соотношение между переменными затратами, ценой и объемом производства продукции.

Центральное место в CVP-анализе принадлежит точке безубыточности.

Точка безубыточности определяет тот объем продаж (в натуральных или денежных единицах), при котором организация не имеет ни прибыли, ни убытка. Если объем продаж больше, чем в точке безубыточности, организация имеет прибыль, в противном случае – убытки. В литературе эту точку называют также критической точкой, мертвой точкой, точкой равновесия или точкой рентабельности.

Вычислить эту точку можно двумя методами: аналитическим и графическим.

Аналитический метод предусматривает расчет точки безубыточности по формуле

$$Q_{\text{кр}} = \frac{Z_{\text{пост}}}{\Pi_{\text{марж}}},$$

где $Q_{\text{кр}}$ – объем продаж в точке безубыточности, т;

$Z_{\text{пост}}$ – сумма постоянных затрат в себестоимости всего объема реализуемой продукции, руб.

Точка безубыточности, рассчитанная в натуральных показателях, может иметь и денежную оценку. Для этого достаточно умножить количество единиц продукции в точке безубыточности на цену единицы продукции.

Графический метод дает наглядное представление о точке безубыточности. Ее нахождение сводится к построению комплексного графика «затраты – объем - прибыль». График расчета точки безубыточности в общем виде представлен на рис. 7.1.

Принять управленческое решение, связанное с изменением объема производства, позволяет маржинальный запас рентабельности, или граница (кромка) безопасности.

Граница (кромка) безопасности – это разница между планируемой выручкой и точкой безубыточности. Обычно ее выражают в процентах. Она показывает, на сколько процентов должен снизиться объем продаж, прежде чем организация станет нести убытки.

Границу безопасности рассчитывают по формуле

$$ГБ = \frac{В - Q_{кр} \cdot Ц}{В} \cdot 100\%,$$

где ГБ – граница безопасности, или маржинальный запас рентабельности, %;

$Q_{кр} \cdot Ц$ – точка безубыточности, руб.

Граница безопасности менее 30 % считается признаком высокого риска.

Прибыль и точку безубыточности можно представить с помощью графика прибыли и объема (рис. 7.2).

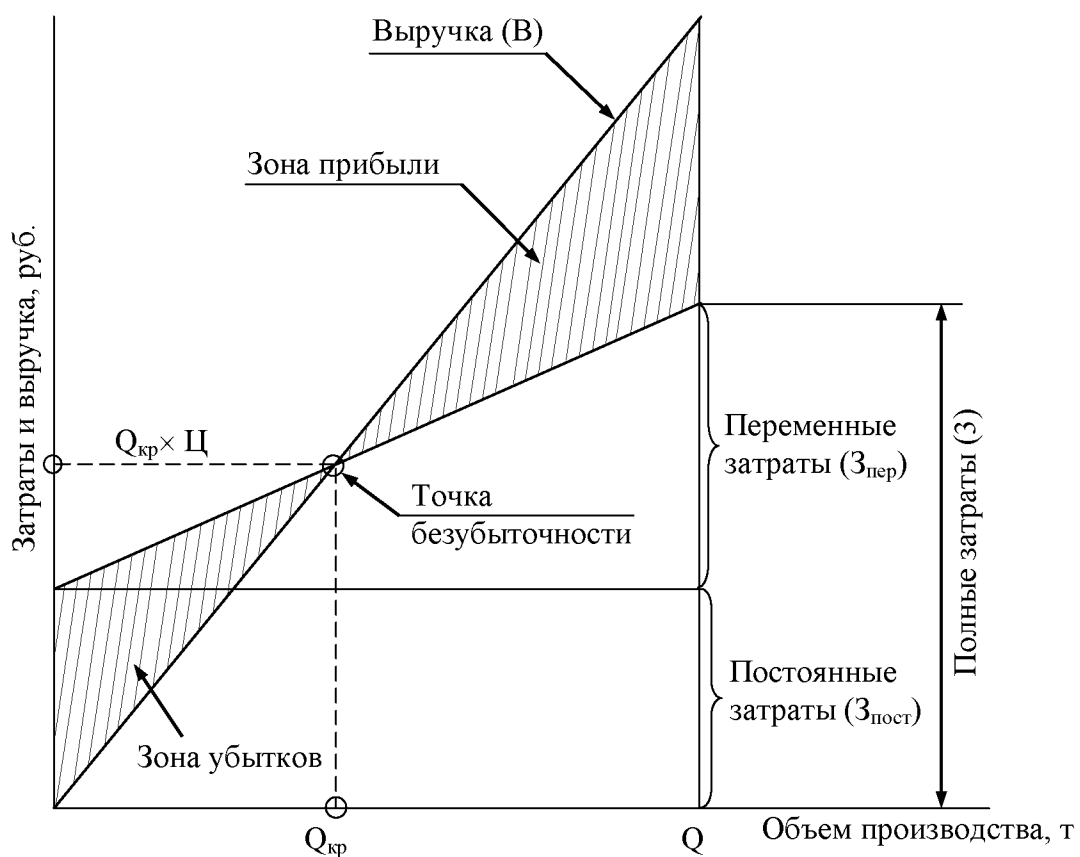


Рис. 7.1. График расчета точки безубыточности

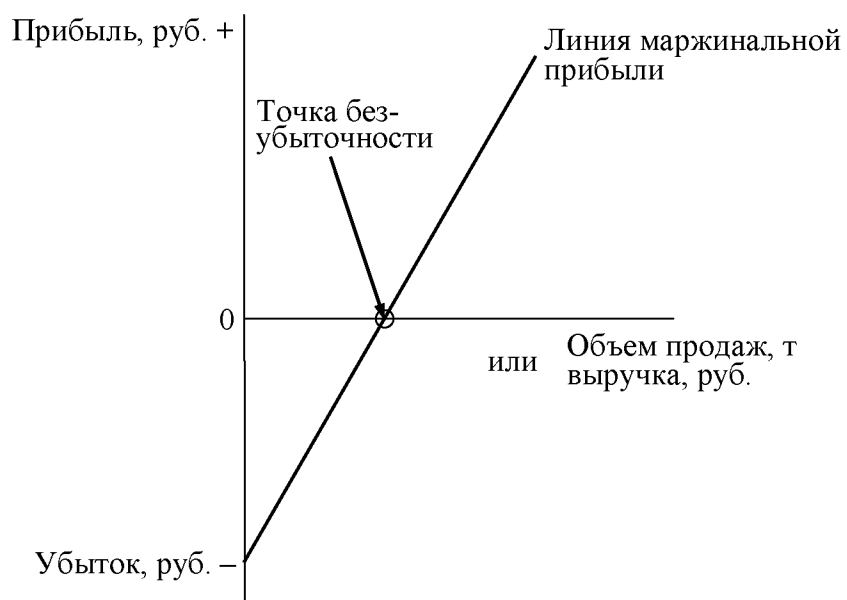


Рис. 7. 2. График прибыли и объема

Когда объем продаж равняется нулю, максимальный убыток равняется сумме постоянных затрат ($З_{\text{пост}}$). По мере нарастания объема продаж

маржинальная прибыль уменьшает убыток до тех пор, пока маржинальная прибыль не сравняется с постоянными затратами. Это и есть точка безубыточности. Объем продаж сверх этой точки приносит прибыль.

7.4. Оценка экономической эффективности инноваций в глиноземном производстве

Под *инновациями* (innovation, нововведение, новаторство) в широком смысле понимается прибыльное использование новшеств в виде новых технологий, новых видов продукции и услуг, новых видов техники, обновления имеющейся ресурсной базы и т. д., позволяющее получить объект, качественно отличный от базового аналога.

Для реализации инноваций требуются инвестиции. *Инвестиции* – это вложение капитала в реальные объекты предпринимательской деятельности в целях получения прибыли или достижения иного полезного результата. Инвестиции являются источником экономического роста, средством функционирования и выживания производства в условиях рынка. Именно инвестиции обеспечивают прирост капитала коммерческой организации. Высокий уровень инвестиционной активности является обязательным условием обновления, модернизации, техпервооружения производства, снижения его издержек, повышения конкурентоспособности.

Совокупность практических действий по размещению инвестиций на производственном объекте называется *инвестиционной деятельностью*, а лица (физические и юридические), осуществляющие инвестиции, – инвесторами. Исходной точкой инвестиционного процесса является *инвестиционный проект*, т. е. замысел какого-либо дела, мероприятия (события), описание, обоснование экономической целесообразности его и план реализации.

При оценке эффективности инвестиционных проектов используются экономические категории, содержание которых необходимо пояснить.

В соответствии с характером производственного процесса на действующем предприятии формируются текущие затраты (иначе – текущие

издержки или эксплуатационные затраты) и единовременные (иначе – капитальные затраты). *Текущие затраты* находят свое отражение в себестоимости, а *единовременные* – в капитальных вложениях. Капитальные вложения в общем виде предназначены для формирования основного и оборотного капитала коммерческой организации. Общую сумму капитальных вложений, предназначенных для реализации конкретного инвестиционного проекта, называют *инвестициями*.

Себестоимость продукции в укрупненном плане отражает *материальные затраты* (сырье, материалы, топливо, энергия, полуфабрикаты и комплектующие изделия, переносимые на продукт), *затраты живого труда* (заработная плата промышленно-производственного персонала с начислениями), *амортизацию* основных фондов и нематериальных активов, участвующих в процессе производства, а также прочие расходы данного производства.

Ранее был показан порядок формирования текущих затрат по экономическим элементам (смета затрат на производство) и по статьям затрат (калькуляция себестоимости единицы производимой продукции).

Показатели себестоимости и инвестиций, несмотря на их различную экономическую природу, взаимодействуют между собой. Значительная экономия текущих затрат в производственном процессе зачастую является следствием применения новых или усовершенствованных технологий и оборудования, а это, в свою очередь, требует дополнительных капитальных вложений. Таким образом, возникает необходимость соизмерения текущих затрат и инвестиций (капитальных вложений). Это соизмерение аккумулируется в таких категориях рыночной экономики, как экономический эффект и экономическая эффективность.

Экономический эффект – это полезный результат, выраженный в натурально-вещественных и стоимостных показателях. В первом случае мерой экономического результата являются рост объема выпускаемой продукции в натуральных единицах, изменение структуры товарной продукции

в сторону увеличения доли продукции высшего сорта, количество относительно высвобожденных работников, количество сэкономленного сырья и материальных ресурсов и т. д. Стоимостная мера (в отличие от натурально-вещественной) является единственным *синтетическим* показателем, который позволяет получить сводную, обобщающую сумму экономии в результате внедрения нововведения. Экономический эффект – величина абсолютная; как правило, в качестве полезного результата выступают прибыль или экономия текущих затрат.

Экономическая эффективность – это соотношение полезного результата и затрат, обеспечивающих этот результат. Экономическая эффективность – величина относительная, получаемая в результате сопоставления эффекта (отраженного в экономии затрат и приросте прибыли) и инвестиций, предназначенных для получения этой экономии. Она позволяет судить о том, какой ценой достигается поставленная в проекте цель.

В рыночной экономике в качестве экономической цели внедрения нововведений, как правило, рассматривается прибыль. Инвестиционный проект должен обеспечивать получение такой массы прибыли, которой будет достаточно для выплаты обязательных платежей, погашения инвестиций, задействованных в проекте, и обеспечения приемлемой для инвестора нормы дохода. Норма дохода, приемлемая для инвестора, в общем виде определяется как соотношение прибыли и инвестиций, вложенных в проект.

Рассматривая прибыль как основной источник повышения эффективности производства, следует иметь в виду, что есть лишь два способа ее увеличения: первый – рост объема производства и выпуск качественной продукции с более высокой ценой и второй – снижение текущих затрат на производство продукции. Любой проект, направленный на повышение эффективности производства, в конечном счете сводится к выполнению указанных выше условий.

В основе финансово-экономической оценки инвестиционного проекта лежат Методические рекомендации. Они базируются на наиболее распространенной в мире методике расчетов, разработанной Организацией объединенных наций по промышленному развитию (ЮНИДО). Применяемый в настоящее время в нашей стране нормативный акт соответствует принятым мировым стандартам оценки экономической эффективности.

Методические рекомендации универсальны, носят межотраслевой характер, т. е. методические проблемы и порядок экономической оценки эффективности инвестиций являются едиными для предприятий и организаций всех форм собственности, участвующих в разработке и реализации проекта.

Методические рекомендации предназначены:

- для оценки эффективности инвестиционных проектов при создании нового производства, выпускающего конечную продукцию;
- для оценки эффективности инвестиционных проектов совершенствования техники, технологии, реконструкции и расширения отдельных цехов и участков, внедрения результатов научных исследований на действующем производстве (далее по тексту – реконструкция действующего производства);
- для выбора из двух или нескольких вариантов нового строительства или реконструкции действующего объекта наиболее экономичного варианта и оценки его преимущества по сравнению с альтернативными.

В основе Методических рекомендаций лежит динамическая модель потоков денежных средств, обеспечивающих реализацию проекта, с последующей оценкой его эффективности. Это означает, что все исходные данные для моделирования этих потоков должны иметь стоимостную оценку. Для принятия решения о реализации проекта предусмотрена система показателей эффективности, расчет которых ведется в соответствии с четким, унифицированным алгоритмом, позволяющим проследить и проанализировать достоверность получаемого результата.

Такой стандартизованный расчет обеспечивается использованием так называемой агрегированной информации, которая дает возможность формализовать расчет эффективности проекта. Агрегирование информации – это преобразование детализированной информации в пакеты (агрегаты) данных. Агрегирование позволяет рассчитывать экономическую эффективность проекта в терминах небольшого числа агрегированных переменных, выражающих экономическое содержание потоков реальных денежных средств, т. е. иметь дело с информацией, детализированной до такой степени, которая необходима для расчета оценочных показателей эффективности, предусмотренной Методическими рекомендациями.

Источником получения агрегированной информации, которая служит основой расчета системы показателей эффективности и финансовой надежности проекта, является так называемая интегрированная информация. Под интеграцией как философской категорией понимается процесс превращения распыленного состояния в концентрированное, видимое. Применительно к интегрированной информации, являющейся входной для формирования агрегированной, это означает, что при ее подготовке необходимо учитывать технические, технологические, организационные особенности объекта инвестирования, присущие конкретному проекту, реализуемому на его базе, и самое главное – дать им стоимостную оценку.

Исходная информация, позволяющая построить динамическую модель для определения показателей эффективности проекта, обычно классифицируется по двум направлениям:

- информация, характеризующая макроэкономическую среду и налоговое окружение;
- информация, отражающая специфику объекта инвестирования, его технические, технологические, организационно-экономические особенности производства.

Методические рекомендации, устанавливая общие принципы оценки эффективности инвестиционных проектов, не учитывают характерные для

различных отраслей особенности. Однако отраслевая специфика неизбежно должна быть учтена при подготовке исходной (интегрированной) информации, необходимой для оценочных расчетов. Это обусловлено тем, что дополнительная прибыль, являясь основной компенсационной составляющей авансированных инвестиций, в конечном счете определяет финальные оценочные показатели проекта. Экономически не обоснованные расчеты этой составляющей вносят дезориентацию в определение фактической эффективности инвестиционных проектов. Отклонения в расчетах эффекта как в сторону завышения, так и занижения наносят очевидный ущерб инвестору, принимающему управленческое решение о реализации проекта.

Для того чтобы избежать подобных ошибок при расчете дополнительной прибыли, необходимо в полной мере учитывать особенности производства в условиях конкретного объекта инвестирования, в максимальной степени отражающие его специфику.

В качестве компенсационной составляющей при создании нового производства выступает выручка, которую получают от реализации продукции, выполнения работ и оказания услуг, а при реконструкции действующего производства – дополнительная прибыль. Дополнительная прибыль состоит из изменения себестоимости продукции (работ, услуг) и прибыли, полученной от реализации дополнительного объема произведенной продукции.

Новое производство характеризуется тем, что, изначально, себестоимость конечного продукта неизвестна, ее необходимо сформировать, то есть учесть все затраты на производство и реализацию продукции. Особенности формирования себестоимости производства конечной продукции в глиноземном цехе приведены в разделе 2 [18]. Реконструкция действующего производства предполагает, что себестоимость продукции уже определена.

Как было указано ранее, реализация любого проекта на действующем производстве предполагает получение дополнительной прибыли, складывающейся из изменения текущих затрат, которые прямо отражаются на прибыли, и изменения собственно массы прибыли (снижение, прирост) за счет

изменения объема и структуры товарной продукции, а также экологической составляющей проекта. Следует иметь в виду: разнонаправленное влияние на себестоимость и прибыль отдельных факторов приводит как к экономии, так и к дополнительным затратам, что продиктовано особенностями конкретного проекта.

Наиболее сложной составляющей расчета является определение экономии затрат в результате влияния различных технико-экономических факторов. Без знания и учета специфики производства выделить указанные факторы, дать им стоимостную оценку и сформировать сумму прибыли, предназначенную для компенсации инвестиционных затрат и прочих выплат, невозможно.

Особая ответственность за подготовку исходных данных для расчета экономии за счет технико-экономических факторов лежит на технологах, которые в большинстве случаев оказываются генераторами инновационных идей, являющихся основой инвестиционных проектов.

Для определения достоверной суммы дополнительной прибыли в каждом конкретном случае требуется умение увязать особенности производства с расчетными формулами, позволяющими дать стоимостную оценку изменениям технических и технологических параметров производства.

На действующем производстве экономия затрат определяется по приростным показателям, а точнее – по изменяющимся статьям текущих затрат. Изменение себестоимости рассчитывается отдельно по каждому фактору. Общая величина эффекта устанавливается как сумма экономии по изменяющимся статьям затрат. Базой сравнения является действующее производство, себестоимость продукции которого уже определена. Именно по отношению к ней выполняются плановые расчеты, связанные с нововведением. Как правило, в качестве базовой принимается среднегодовая себестоимость продукции года, предшествующего началу проектирования.

Таким образом, для расчета экономии текущих затрат и дополнительной прибыли, являющихся важнейшей составляющей пакета интегрированной

информации при расчете эффективности проекта на действующем производстве, необходимы следующие исходные данные.

1. Два варианта сопоставления затрат, обозначим их:

базовый вариант (вариант 1) – действующее производство с имеющейся техникой и технологией;

новый вариант (вариант 2) – действующее производство после реконструкции.

2. Себестоимость производства продукции в базовом варианте.

3. Основные технико-экономические показатели производства продукции в базовом варианте и изменение технических, технологических и прочих параметров процессов, связанных с его реконструкцией.

Себестоимость продукции в базовом варианте удобнее представлять в виде калькуляции себестоимости. Использование сметы затрат для этих целей тоже не исключается.

Подготовка интегрированной стоимостной информации требует комплексного учета всех факторов, влияющих на показатели производственной деятельности, всех изменений затрат живого и овеществленного труда, которые происходят в связи с реконструкцией.

Несмотря на большое разнообразие проектов и многочисленность объектов инвестирования в глиноземном цехе, сумма дополнительной прибыли как базовой составляющей алгоритма финансовой оценки для каждого проекта может быть определена по типовому расчету в зависимости от тех факторов, которые влияют на изменение текущих затрат.

Для глиноземного производства, как и цветной металлургии в целом наиболее характерными являются расчеты дополнительной прибыли, связанные с изменением объема производства, извлечением металла, качеством исходного сырья (полуфабрикатов, полупродуктов), поступающего в переработку, расходных коэффициентов и цен на материальные ресурсы (сырье, материалы, топливо, энергия), производительности труда, амортизационных отчислений и т. д. Особое место занимает экологическая составляющая экономии.

Производство цветных металлов, как правило, негативно влияет на окружающую среду. В этой связи важное значение для отрасли имеют инновационные проекты, которые не только сокращают количество вредных выбросов и сбросов в окружающую среду, но и позволяют перерабатывать отходы производства в товарную продукцию.

Внедрение инноваций в глиноземном производстве связано, как правило, с его реконструкцией, поэтому далее порядок расчета компенсационной составляющей инвестиционного проекта на действующем производстве рассмотрен более подробно.

7.5. Расчет дополнительной прибыли по изменяющимся статьям затрат при реконструкции действующего производства

Влияние отдельных технико-экономических факторов на показатель себестоимости продукции предполагает, как было указано выше, наличие двух вариантов производства продукции: 1 – базовый и 2 – новый, подверженный влиянию указанных факторов. Под факторами снижения (повышения) себестоимости понимаются такие изменения в условиях производственной деятельности, которые оказывают влияние на абсолютную величину затрат на производство и реализацию продукции.

Изменение себестоимости продукции рассчитывается по каждой статье затрат, затем эти изменения суммируются и итогом расчета является сумма экономии (дополнительных затрат), исчисленная для нового объема производства (ΔC).

По методу расчета статьи калькуляции могут быть объединены в отдельные группы.

Изменение прямых затрат ($\Delta C_{\text{пр}}$), к которым относятся материальные затраты. Их экономия (перерасход) в связи с изменением норм расхода рассчитывается по формуле

$$\Delta C_{\text{пр}} = (H_1 - H_2) \cdot Ц \cdot Q_2, \quad (1)$$

где H_1, H_2 – норма расхода сырья, материалов, топлива, энергии в базовом и новом вариантах, нат. ед./т;

Π – цена единицы ресурса, руб./нат. ед.;

Q_2 – годовой объем производства продукции в новом варианте, т.

Изменение качества и структуры поставляемого сырья рассчитывается по формуле

$$\Delta C_{\text{сырье}} = (H_1 \cdot \Pi_1 - H_2 \cdot \Pi_2) \cdot Q_2, \quad (2)$$

где $\Delta C_{\text{сырье}}$ – годовая сумма изменения затрат на сырье, руб.;

H_1, H_2 – норма расхода сырья на 1 т готовой продукции в базовом и новом вариантах, т/т;

Π_1, Π_2 – цена 1 т сырья в базовом и новом вариантах, руб.

Изменение фонда оплаты труда ($\Delta C_{\text{фот}}$). Годовая экономия (дополнительные затраты) фонда оплаты труда и связанных с ним страховых взносов, обусловленная снижением (повышением) трудоемкости продукции, определяется по формуле

$$\Delta C_{\text{фот}} = \Pi \cdot O_T \cdot 12 \cdot (1 + СВ/100), \quad (3)$$

где Π – количество высвобождающихся (дополнительных) работников, чел.;

O_T – среднемесячная оплата труда одного работника, руб.;

$O_T \cdot 12$ – среднегодовая оплата труда одного работника, руб.;

$СВ$ – установленная ставка страховых взносов, %.

Изменение общей суммы амортизационных отчислений, связанное с введением новых и выбытием ликвидируемых основных средств и нематериальных активов, в общем виде рассчитывается по формуле

$$\Delta C_{\text{ам}} = (\Phi_1 \cdot H_{a1})/100 - (\Delta K \cdot H_{a2})/100, \quad (4)$$

где $\Delta C_{\text{ам}}$ – изменение годовой суммы амортизационных отчислений, руб.;

Φ_1 – стоимость ликвидируемых основных фондов, руб.;

ΔK – стоимость вводимых основных фондов и нематериальных активов, руб.;

H_{a1}, H_{a2} – средние нормы амортизации ликвидируемых и вновь вводимых

основных фондов и нематериальных активов, %.

Изменение объема производимой продукции ведет к относительному (в расчете на 1 т товарной продукции) изменению условно-постоянных расходов. Экономия (дополнительные затраты) на условно-постоянных расходах ($\Delta C_{уп}$), связанная с изменением объема производства, рассчитывается по формуле

$$\Delta C_{уп} = \left(\bar{C}_{ynl} - \frac{\bar{C}_{ynl} Q_1}{Q_2} \right) \cdot Q_2 = (\bar{C}_{ynl} \cdot Q_2 - \bar{C}_{ynl} \cdot Q_1) = \bar{C}_{ynl} \cdot \Delta Q, \quad (5)$$

где C_{ynl} – сумма условно-постоянных расходов в единице продукции в базовом варианте, руб./т;

Q_1, Q_2 – годовой объем производства в базовом и новом вариантах, т;

ΔQ – изменение объема производства в новом варианте по сравнению с базовым ($\Delta Q = Q_2 - Q_1$), т.

К условно-постоянным расходам при производстве глинозема относятся общепроизводственные расходы, включающие часть амортизации, не затрагиваемую вводимыми и выбывающими основными фондами, часть общехозяйственных расходов и расходов на продажу продукции.

Экономия (дополнительные затраты) себестоимости годового выпуска продукции в новом варианте:

$$\Delta C = \pm \Delta C_{тр} \pm \Delta C_{фот} \pm \Delta C_{ам} \pm \Delta C_{уп}. \quad (6)$$

Если продукция является товарной, то за счет реализации дополнительного объема прирост прибыли составит

$$\Delta П_{\Delta Q} = (Ц - C_1) \cdot \Delta Q, \quad (7)$$

где $Ц$ – цена 1 тонны товарной продукции, руб.;

C_1 – полная себестоимость 1 тонны товарной продукции в базовом варианте, руб.

Итоговая дополнительная прибыль составит

$$\Delta П = \Delta C + \Delta П_{\Delta Q}. \quad (8)$$

Особое место занимает расчет экологической составляющей инвестиционного проекта, воздействующего на окружающую среду.

Допустимое воздействие негативных экологических факторов на окружающую среду регулируется нормативами, устанавливаемыми в целях предотвращения их вредного воздействия на окружающую среду в результате производственной и хозяйственной деятельности. Для предприятий цветной металлургии первостепенное значение имеют нормативы предельно-допустимых выбросов (ПДВ) и сбросов (ПДС) в окружающую среду, а также предельные нормативы образования отходов производства и потребления и лимиты на их размещение. В порядке исключения вместо нормативов ПДВ и ПДС могут устанавливаться *лимиты* на выбросы и сбросы загрязняющих веществ в окружающую среду. Таким образом, временно установленный лимит на период его действия заменяет постоянный норматив и при расчетах учитывается либо тот, либо другой.

Платежи за выбросы (сбросы) в пределах норматива (лимита), исчисленные по базовым ставкам, включаются в себестоимость продукции по статье «Общехозяйственные расходы», а платежи за сверхнормативные выбросы (сбросы) уплачиваются из чистой прибыли предприятия. При этом следует иметь в виду, что ставка платежа за сверхнормативные выбросы (сбросы) многократно превышает базовую (в пять раз и менее).

Платежи в экологический фонд рассчитываются по схеме, приведенной на рис. 7.3.

На рис. 7.3 введены обозначения:

P – общая сумма платы в экологический фонд за выбросы (сбросы), руб.;

$P_{с/с}$ – сумма выплат за счет себестоимости продукции, руб.;

$P_{пр}$ – сумма выплат из прибыли, руб.;

P_i – базовая ставка платежа за выбросы (сбросы) i -того вещества в пределах норматива, руб./нат. ед.;

K – повышающий коэффициент, учитывающий оплату сверхнормативных выбросов (сбросов), ед. ($K = 5$);

$\Delta V_{i\phi}$ – сверхнормативные выбросы (сбросы) i -того вещества, нат. ед./год

($\Delta V_{i\phi} = V_{i\phi} - V_{ин}$);

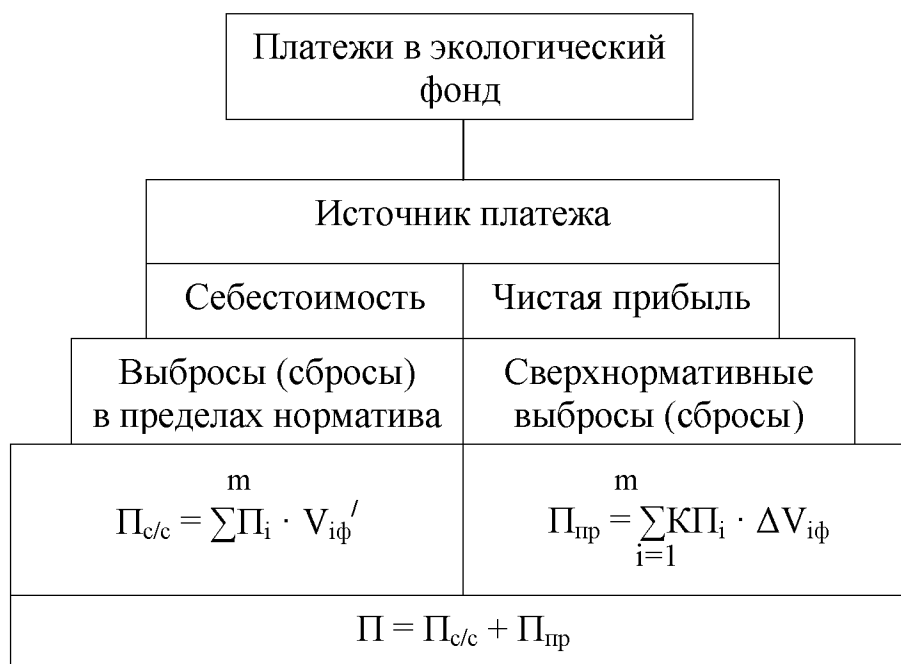


Рис. 7.3. Схема расчета платежей в экологический фонд

$V_{i\phi}$ – фактические выбросы (сбросы) i -того вещества, нат. ед./год;

V_{in} – нормативные выбросы (сбросы) i -того вещества, нат. ед./год;

$V_{i\phi}'$ – фактические выбросы (сбросы) i -того вещества в пределах норматива, нат. ед./год;

m – число контролируемых веществ.

Экологическая составляющая прибыли учитывается в формуле 8.

7.6. Механизм оценки экономической эффективности инвестиционного проекта

Предусматривается расчет двух видов экономической эффективности – общественной и коммерческой. *Общественная эффективность* характеризует социально-экономические последствия осуществления проекта для общества в целом и ее рассчитывают лишь для социальнозначимых инвестиционных проектов. *Коммерческая эффективность* проекта характеризует экономические последствия его осуществления для реципиента (инициатора), исходя из весьма условного предположения, что он производит все

необходимые для реализации проекта затраты и пользуется всеми полученными результатами. Считается, что коммерческая эффективность характеризует с экономической точки зрения технические, технологические и организационные проектные решения, т. е. основные параметры, формирующие эффективность.

Основным критерием эффективности инвестиционного проекта является показатель, отражающий превышение стоимостной оценки результатов над стоимостной оценкой совокупных затрат за весь срок осуществления и функционирования предлагаемого нововведения с учетом фактора времени.

В совокупные затраты включаются единовременные и текущие затраты. Единовременные затраты, предназначенные для закупки оборудования, строительства и т. п., в конечном счете аккумулируются в основном капитале в виде основных фондов и нематериальных активов, а направляемые на создание производственных запасов, незавершенного производства и т. п. – в составе оборотного капитала (оборотных средств). Текущие затраты формируют себестоимость продукции.

Разность результатов и затрат определяет эффект, по которому инвестор может видеть, что он в конечном счете получит в результате реализации проекта.

В общем виде эффект рассчитывается по формуле

$$\mathcal{E} = P_T - Z_T, \quad (9)$$

где \mathcal{E}_T – экономический эффект инвестиционного проекта за расчетный период T , руб.;

P_T – стоимостная оценка результатов, достигнутых за период T , руб.;

Z_T – стоимостная оценка совокупных затрат на реализацию проекта, осуществляемых за период T , руб.

В экономической литературе расчетный период T имеет другие названия: длительность расчетного периода, срок экономической жизни инвестиций, срок службы техники, срок жизни проекта, жизненный цикл проекта, горизонт расчета.

В общем виде расчетный период T охватывает период, необходимый для выполнения научно-исследовательских и конструкторских работ (НИОКР),

проектирования, капитального строительства, включая пуско-наладочные работы, собственно эксплуатацию – вплоть до ликвидации нововведения. Часто именно включение всех этапов продвижения проекта называют жизненным циклом. Когда жизненный цикл ограничен, используют термины расчетный период, горизонт расчета и т. д.

В экономических расчетах допустимо придерживаться ограничения жизненного цикла таким периодом, в рамках которого окупаются вложенные инвестиции, возвращаются кредиты, а последующая деятельность за пределами горизонта расчета показывает устойчивую прибыль.

Горизонт расчета измеряется количеством шагов расчета. *Шаг* – это временной интервал, который может иметь разную продолжительность: год, полугодие, квартал, месяц. Деление горизонта расчета на временные отрезки позволяет представить календарный график реализации проекта, проследить увязку этапов строительства, наладки и эксплуатации оборудования с финансированием этих этапов и, что немаловажно, учесть фактор времени, который может существенно изменить ожидаемые инвестором показатели эффекта.

С учетом шагов расчета экономический эффект за период T составит:

$$\mathcal{E} = \sum_{t=1}^T (P_t - Z_t), \quad (10)$$

где t – шаг (месяц, квартал, год) расчетного периода;

T – последний шаг расчетного периода;

P_t – результаты, достигнутые на t шаге, руб.;

Z_t – затраты, осуществляемые на t шаге, руб.;

$(P_t - Z_t)$ – эффект, достигнутый на t шаге, руб.

Первый шаг, например, может соответствовать началу финансирования НИР, а T – порядковому номеру шага, на котором завершается весь проект или интересующий инвестора этап его реализации.

Критерий эффективности предусматривает учет фактора времени при его определении. Это означает, что расчет экономического эффекта проводят

с обязательным приведением разновременных затрат и результатов к единому моменту времени – расчетному шагу. Учет фактора времени является одной из существенных причин деления жизненного цикла инвестиционного проекта (горизонта расчета) на временные интервалы (шаги).

Приведение осуществляется через дисконтирование, т. е. путем умножения затрат и результатов на коэффициент дисконтирования α .

С учетом дисконтирования экономический эффект за период T составит:

$$\mathcal{E}_T = \sum_{t=1}^T (P_t - Z_t) \cdot \alpha_t, \quad (11)$$

где α_t – коэффициент дисконтирования эффекта, достигнутого на t шаге.

Рассмотрим стоимостную оценку результатов и затрат.

Как правило, результат (доход) рассматривают как выручку от реализации произведенной продукции, которая рассчитывается по формуле:

$$P_t = Q_t \cdot C, \quad (12)$$

где Q_t – объем товарной продукции, полученный за период t , нат. ед.;

C – цена единицы продукции, руб.

Помимо основного результата, связанного с реализацией, необходимо учитывать так называемый сопутствующий результат. Например, снижение платежей в экологический фонд в отдельные периоды за счет оздоровления окружающей среды.

Затраты за период t рассчитываются по формуле

$$Z_t = K_t + C'_t, \quad (13)$$

где K_t – капитальные и другие единовременные затраты на t шаге, руб.;

C'_t – себестоимость выпуска продукции на t шаге без учета амортизации, руб.

Себестоимость за вычетом амортизационных отчислений принято называть *операционными затратами*, которые рассчитываются по формуле

$$C' = C - A, \quad (14)$$

где C' – общая сумма операционных затрат за период, руб.;

C – полная себестоимость за период, руб.;

A – общая сумма амортизации за период, руб.

Исключение амортизации из состава затрат является одной из особенностей рассматриваемой методики. Обусловлено это следующим. Амортизация, являясь частью текущих издержек, в отличие от других статей себестоимости (сырья, материалов, зарплаты и т. д.) фактически никому не выплачивается и остается в полном распоряжении на предприятии. Накапливаясь на расчетном счете, она увеличивает сумму денежных средств, свободных от долговых обязательств, что позволяет рассматривать их, наряду с прибылью, как один из источников, используемых для погашения инвестиций.

В общем виде валовая прибыль рассчитывается по формуле

$$\Pi = Q \cdot (Ц - c), \quad (15)$$

где Q – объем производства, нат. ед.;

$Ц$ – цена единицы продукции, руб.;

c – полная себестоимость единицы продукции, руб./нат. ед.

Если учесть, что полная себестоимость и операционные затраты отличаются на величину амортизации (A), формула экономического эффекта, достигаемого на t шаге, примет следующий вид:

$$\mathcal{E}_t = \sum_{t=1}^T [(P_t + A_t) - K_t] \cdot \alpha_t, \quad (16)$$

где P_t – валовая прибыль, полученная на шаге t , руб.;

A_t – общая сумма амортизации на шаге t , руб.

В отличие от амортизации не вся прибыль, полученная в процессе реализации продукции, остается в распоряжении инвестора. Есть ряд обязательных платежей, которые уменьшают общую массу прибыли. В соответствии с налоговым законодательством из прибыли должен быть уплачен налог в размере 20 % (с 01.01.2016). Кроме этого, прибыль уменьшается за счет погашения кредитов, выплаты дивидендов и т. п.

Таким образом, соизмерение результатов и затрат при реализации инвестиционного проекта порождает поток реальных денег (другое название – Cash Flow), которые имеют разнонаправленное движение.

Моделирование денежных потоков является одним из основных принципов оценки экономической эффективности инвестиционного проекта.

Элементом потока является отдельный платеж на определенном шаге расчетного периода. Он может быть как положительным (приток средств), так и отрицательным (отток средств). Разность между притоком и оттоком на каждом шаге составляет сальдо (остаток), который называют эффектом (положительным или отрицательным). Сумма этих эффектов за расчетный период называется накопленным эффектом или чистым доходом.

Если принять, что результаты (P) и затраты (3) в формуле (10) формируются притоками и оттоками денежных средств, приведенная выше формула будет иметь следующий вид

$$\sum_{t=0}^T \frac{P_t - O_t}{(1+i)^t} = 0, \quad (17)$$

где \sum – чистый доход, или накопленный за расчетный период эффект, руб.;

P_t – приток средств на t -м шаге, руб.;

O_t – отток средств на t -м шаге, руб.

Моделирование денежных потоков позволяет не только учесть разнонаправленность притоков и оттоков, но и в конкретном инвестиционном проекте предметно обозначить составляющие эти потоки элементы. Ранее было показано, как амортизация из оттока денежных средств (текущих затрат) переходит в приток, увеличивая доход.

В общем виде приток денежных средств включает выручку от реализации продукции, а отток – инвестиции, вкладываемые в проект, себестоимость (без учета амортизации), налоги и другие обязательные платежи. Приток и отток денежных средств, как правило, рассматривают отдельно по трем видам деятельности: инвестиционной, операционной, финансовой.

Разность между притоком и оттоком денежных средств от всех трех видов деятельности образует чистый денежный поток, который и формирует чистый доход (ЧД), накапливаясь к концу горизонта расчета, в итоге называемый интегральным экономическим эффектом.

В целях упрощения расчетов, не нарушая при этом принципиальных методологических приемов, возможен расчет интегрального экономического эффекта без отдельного расчета по трем составляющим его видам деятельности.

Принять решение о реализации инвестиционного проекта по одному критерию невозможно. Оценка эффективности состоит в расчете набора показателей, которые должны подтвердить выгодность осуществления конкретного проекта для его участников. По этим же показателям осуществляется выбор наиболее эффективного варианта проекта из набора альтернативных.

Предусмотрена следующая *система показателей эффективности*:

- чистый доход (ЧД);
- интегральный экономический эффект (ЧДД);
- максимальный денежный отток;
- срок окупаемости инвестиционного проекта ($T_{ок}$);
- внутренняя норма доходности (ВНД);
- индекс доходности инвестиций ($\text{ИД}_{инв}$);
- точка безубыточности;
- другие показатели, отражающие интересы участников или специфику проекта.

Интегральный экономический эффект (ЧДД) – это критериальный показатель эффективности инвестиций, равный сумме текущих эффектов за весь расчетный период с учетом фактора времени.

$$\text{ЧДД} = \sum_{t=1}^T (P_t - Z_t) \cdot \alpha_t, \quad (18)$$

где P_t , Z_t , α_t – см. формулы (10, 11).

При формировании $ЧДД$ через поток реальных денег формула приобретает следующий вид:

$$\sum_{t=0}^T \frac{ЧД_t - ЧДД_t}{(1+r)^t} \quad (18)$$

где $П_t$, O_t – см. формулу (15).

Экономическое содержание показателя $ЧДД$ отражает чистый доход, полученный за весь срок жизни инвестиций, и показывает, сколько этот доход стоит сегодня. Если $ЧДД$ инвестиционного проекта положителен, проект считается эффективным и может быть принят к реализации. При выборе вариантов предпочтение следует отдавать проекту с максимальным $ЧДД$. Если величина $ЧДД$ отрицательна, то проект неэффективен.

Чистый доход $ЧД$ и интегральный экономический эффект $ЧДД$ характеризуют превышение суммарных денежных поступлений над суммарными затратами без учета и с учетом неравномерности эффектов, относящихся к различным моментам времени. Разность ($ЧД - ЧДД$) называют дисконтом проекта.

Максимальный денежный отток – это наибольшее отрицательное значение $ЧДД$, рассчитанного нарастающим итогом. Этот показатель характеризует размеры финансирования и должен быть обоснован источниками покрытия всех единовременных затрат. Рассчитывается аналитически через сальдо чистых денежных потоков. Его можно определить графически по финансовому профилю проекта.

Срок окупаемости инвестиционного проекта ($T_{ок}$), или период возврата капитальных вложений, – это минимальный временной интервал от начала проекта, за пределами которого накопленный интегральный эффект становится и в дальнейшем остается неотрицательным. Другими словами – это количество шагов, за которые сумма дисконтированных притоков денежных средств достигнет суммы вложенных в проект инвестиций. Цель расчета срока окупаемости – определение того момента времени, когда можно начинать возврат кредитов, полученных для приобретения инвестиций. Если инвестор

(банкир) выставляет условия погашения части долга раньше, чем наступает окупаемость проекта, то более ранний возврат приведет к нехватке денежных средств и необходимости дополнительного инвестирования (краткосрочного кредитования). Этот показатель можно определить графически по финансовому профилю проекта.

Внутренняя норма доходности (ВНД), или внутренняя норма дисконта, внутренняя норма рентабельности, – это та норма дохода, при которой сумма приведенных эффектов равна сумме приведенных инвестиций, т. е. $ЧДД = 0$. По своему экономическому содержанию норма дохода для инвестора и внутренняя норма доходности по проекту идентичны. Разница состоит в том, что норма дохода, приемлемая для инвестора и предназначенная для количественной оценки его экономического интереса, задается извне, а *ВНД* однозначно характеризует уровень доходности инвестиций, генерируемый проектом, при условии полного покрытия всех расходов по проекту за счет доходов, т. е. для конкретного проекта это число единственное.

Принятая в проекте норма дохода, заданная извне, в значительной степени зависит от компетентности специалистов, определяющих экономическую эффективность, и, следовательно, отражает субъективный подход, а *ВНД* дает объективную оценку нормы дохода конкретного инвестиционного проекта.

С ростом заданной нормы дисконта величина $ЧДД$ сокращается. Зависимость $ЧДД$ от нормы дохода (E , %) показана на рис. 7.4.

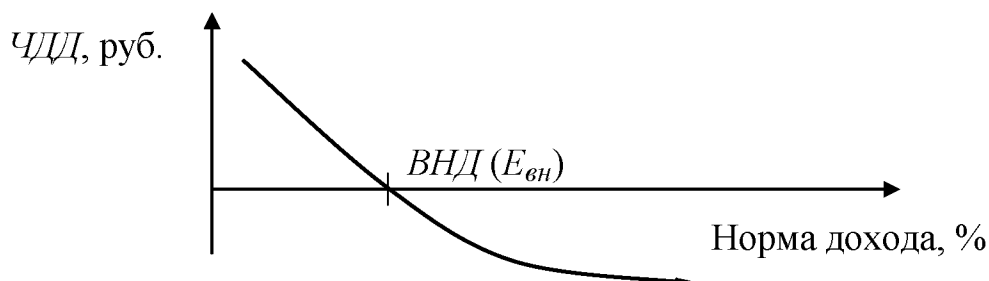


Рис. 7.4. Зависимость $ЧДД$ от выбранной нормы

Точка пересечения функции ЧДД с осью абсцисс соответствует внутренней норме доходности (ВНД), которая представляет собой такую ставку дисконтирования ($E_{\text{вн}}$), при которой ЧДД = 0. Значение ВНД, при котором проект можно считать эффективным, должно превышать проектное значение нормы дохода (E) или по крайней мере быть равным этому значению.

Рассчитанная для данного проекта ВНД сравнивается с нормой дохода, заложенной инвестором в расчеты эффективности. Если ВНД равна или больше нормы, требуемой инвестором, инвестиции в проект оправданы.

Нахождение точного значения ВНД затруднительно. Чаще всего он определяется с помощью метода итерации – постепенного приближения к искомому значению ЧДД = 0 путем перебора значений нормы дохода E , являющейся основой расчета коэффициента дисконтирования α .

На начальном этапе определения внутренней нормы доходности используем значение нормы дисконта уже заданное в проекте. При заданной норме дисконта находим значение интегрального экономического эффекта. Его значение может отличаться от 0, т. е. быть выше нулевого значения либо ниже. Если при заданной норме дисконта интегральный экономический эффект получился выше нулевого значения, то с целью приближения к нему необходимо увеличить заданную норму дисконта и выполнить второй итерационный шаг. Заданную норму дисконта продолжаем увеличивать до тех пор, пока не приблизимся к нулевому значению интегрального экономического эффекта.

В том случае, когда при заданной норме дисконта значение интегрального экономического эффекта меньше нуля, выполняем последующие итерационные шаги, уменьшая $E_{\text{н}}$ до момента получения нулевого значения интегрального экономического эффекта. При использовании данного метода необходимо стремиться к выбору такого шага для нормы дисконта, который позволяет за меньшее количество итерационных шагов приблизиться к нулевому значению интегрального экономического эффекта.

Индекс доходности инвестиций ($ИД_{инв}$) – увеличенное на единицу отношение ЧДД к накопленному дисконтированному объему инвестиций.

Если допустить, что инвестиционные затраты (K) единовременно осуществляются в начале периода, индекс доходности инвестиций рассчитывается

по формуле:

$$ИД_{инв} = 1 + \frac{ЧДД}{K}. \quad (20)$$

Индекс доходности инвестиций показывает, сколько рублей чистого дохода получит инвестор на каждый рубль вложенных в проект единовременных затрат. Проект считается эффективным, если $ИД_{инв} > 1$ и, наоборот, при $ИД_{инв} < 1$ он неэффективен. При выборе по этому показателю одного проекта из нескольких предпочтителен вариант с максимальным значением этого показателя.

Точка безубыточности – это тот объем продаж, при котором организация не имеет ни прибыли, ни убытка. Подробнее см. стр. 210-213.

Методы выбора инвестиционного проекта из нескольких альтернативных являются неформальной процедурой, т.к. требуют одновременного учета многих количественных и качественных факторов социально-экономического и технического характера. Поэтому выбор проектов не может быть осуществлен на основе одного сколь угодно сложного формального критерия, а требует проведения практически неалгоритмизируемых экспертных оценок. Тем не менее показатели эффективности инвестиционных проектов при выборе играют существенную роль, позволяют формализовать процедуру отбора, а в том случае, когда выбор производится по каким-либо неформальным показателям, дают возможность объективно оценить размер возникающих экономических последствий.

Система показателей, рассчитанная в соответствии с принципами и методами, изложенными в предыдущих разделах, характеризует *абсолютную эффективность* конкретного инвестиционного проекта. Основными в этой

системе являются две характеристики – интегральный экономический эффект (*ЧДД*) и внутренняя норма доходности (*ВНД*). Именно по этим основным показателям решается задача оценки *сравнительной эффективности* альтернативных инвестиционных проектов. При этом рассматриваемые для финансирования и реализации альтернативные проекты могут различаться различными вариантами решения одной и той же производственной задачи, а также могут быть направлены на решение различных производственных задач. Для сравнения отбираются проекты, абсолютная эффективность которых, т. е. превышение оценки совокупного результата над оценкой совокупных затрат, имеет положительное значение. При отрицательной абсолютной эффективности проект, как правило, отклоняется.

Проект считается предпочтительным, если по нему оба показателя эффективности (*ЧДД* и *ВНД*), оцененные в соответствии с изложенными в методических рекомендациях критериальными требованиями, выше, чем по другим сравниваемым проектам.

Однако возможен и иной вариант, когда по одному из рассматриваемых проектов интегральный эффект выше, чем по другим, но при этом *ВНД* ниже. Принять однозначное решение в такой ситуации по формальным признакам невозможно, поэтому инвестор при принятии решения руководствуется стратегическими задачами, которые ему предстоит решить.

Если его в первую очередь интересует получение доходов в короткие сроки, то целесообразно отобрать проект, обеспечивающий наибольшую сумму *ЧДД*. Если же инвестора интересует норма дохода и, как следствие, масса прибыли

за весь расчетный период, то предпочтение следует отдать проекту с наибольшим значением *ВНД*.

Методические рекомендации предусматривают процедуру отбора среди альтернативных проектов по максимальному значению *ЧДД*, а остальные показатели (*ВНД*, рентабельность инвестиций, срок окупаемости и т. д.)

используются для анализа с целью корректировки исходной информации и уточнения выбора наилучшего варианта.

При использовании в инвестиционном проекте заемных средств в качестве потенциального источника финансирования, как правило, рассматривается банк. При этом в банк представляется бизнес-план, подтверждающий кредитору гарантии выполнения обязательств по долгам и платежеспособности предприятия. Раздел бизнес-плана, в котором определяется эффективность инвестиций, для банка должен быть представлен с учетом требований, изложенных в Постановлении Правительства Российской Федерации №87 от 16 февраля 2008 г. "Положение о составе разделов проектной документации и требованиях к их содержанию" и в Постановлении Правительства Российской Федерации №145 от 5 марта 2007 г. "О порядке организации и проведения государственной экспертизы проектной документации и результатов инженерных изысканий" (с Изменениями от 29.12.2007 г., 16.02.2008 г.). Однако конкретизация документов (перечень, содержание оформление), предоставляемых в какой-либо банк, определяется его внутренней политикой. Унификация предоставляемых в банк документов обусловлена тем, что *банк обладает правом выбора* вложения средств в разные объекты инвестирования, зачастую кардинально отличающиеся по отраслям, видам выпускаемой продукции, способам их производства и т. д. При выборе варианта для инвестирования средств банк исходит из значения набора показателей, представленных в табл. 7.4.

Привлекательным вариантом вложения средств для банка будет тот, у которого значение и сочетание выше указанных показателей наилучшее.

Пример оценки экономической эффективности совершенствования технологии на участке спекания глиноземного производства приведен в приложении.

Таблица 7.4

Обобщенные данные об эффективности инвестиций
в создание (развитие) предприятия

Показатели	Варианты
	А Б В Г
1. Показатели эффективности с точки зрения интересов предпринимателя 1.1. Чистая прибыль 1.2. Годовая рентабельность капитальных вложений 1.3. Срок окупаемости капитальных вложений 1.4. Интегральный экономический эффект 1.5. Внутренняя норма доходности 1.6. Другие	
2. Показатели эффективности с позиций национальной экономики 2.1. Улучшение использования природных ресурсов 2.2. Прирост количества рабочих мест 2.3. Экономия валютных затрат на импортных товарах 2.4. Другие экономические и социальные выгоды	

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В учебном пособии подробно рассмотрена сырьевая база алюминийсодержащего сырья России и других стран. Для каждого типа сырья приведена определенная технологическая схема переработки. Описаны классические способы Байера и спекания, а также представлены комбинированные способы Байер-спекание параллельный и последовательный варианты. Кроме распространенных щелочных способ также описываются кислотные и термический способы получения глинозема.

Подробно рассмотрен порядок изменения прибыли и затрат в зависимости от влияния технологических и экономических факторов, формирующих себестоимость продукции на предприятиях цветной металлургии. Показан расчет дополнительной прибыли, являющейся неотъемлемой частью оценки эффективности инвестиционных проектов и отдельных мероприятий, связанных с совершенствованием технологий, реконструкций и расширением отдельных цехов и участков существующего производства, а также с внедрением результатов научных исследований на действующем производстве.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абрамов В. Я. Физико-химические основы комплексной переработки алюминиевого сырья (Щелочные способы) / В. Я. Абрамов, И. В. Николаев, Г. Д. Стельмакова. М.: Металлургия, 1985. 288 с.
2. Бенеславский С. И. Минералогия бокситов / С. И. Бенеславский. М.: Недра, 1974. 168 с.
3. Блинкова Е. В. Оценка экономической эффективности инвестиционного проекта в цветной металлургии: учеб.-метод. пособие / Е. В. Блинкова, Н. П. Пенюгалова. Екатеринбург: УрФУ, 2011. 94 с.
4. Блинкова Е. В. Экономическая оценка инженерных решений при реконструкции металлургических предприятий: методическая разработка по выполнению расчетов в курсовых и дипломных проектах / Е. В. Блинкова, Н. П. Пенюгалова. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2010. 66 с.
5. Еремин Н. И. Процессы и аппараты глиноземного производства / Н. И. Еремин, А. Н. Наумчик, В. Г. Казаков. М.: Металлургия, 1980. 360 с.
6. Комплексная переработка бокситов / А. И. Иванов, Г. Н. Кожевников, Ф. Г. Ситдилов, Л. П. Иванова. Екатеринбург: УрО РАН, 2003. 180 с.
7. Комплексное использование низкокачественных бокситов / В. А. Деревянкин, С. И. Кузнецов, В. Я. Чупраков, С. И. Бенеславский. М.: Металлургия, 1972. 240 с.
8. Кузнецов С. И. Физическая химия производства глинозема по способу Байера / С. И. Кузнецов, В. А. Деревянкин. М.: Металлургия, 1964. 352 с.
9. Логинова И. В. Техничко-экономические расчеты в цветной металлургии: метод. разработка по выполнению расчетов в курсовых и дипломных проектах / И. В. Логинова, Е. В. Блинкова, Н. П. Пенюгалова. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2009. 81 с.
10. Методические положения по планированию, формированию и учету затрат на производство и реализацию продукции (работ, услуг) предприятий металлургического комплекса. Производство глинозема, алюминия и

фтористых

солей / Министерство промышленности, науки и технологий РФ. М., 2004.

11. Методические рекомендации по оценке эффективности инвестиционных проектов: Вторая редакция / М-во экон. РФ, М-во фин. РФ, ГК по стр-ву, архит. и жил. политике; рук. авт. кол.: В. В. Коссов, В. Н. Лившиц, А. Г. Шахназаров. М.: ОАО «НПО «Изд-во Экономика», 2000. 421 с.

12. Минералогическая энциклопедия / под ред. В. С. Селиванова. Л.: Недра, Ленинградское отд-ние, 1985. 512 с.

13. Москвитин В. И. Metallургия легких металлов: учебник для вузов / В. И. Москвитин, И. В. Николаев, Б. А. Фомин. М.: Интермет Инжиниринг, 2005. 416 с.

14. Никольская М. П. Технология получения глинозема из бокситов / М. П. Никольская, Е. В. Кузнецова. Каменск-Уральский: ГОУ НПО СО «ПУ № 15», 2007. 184 с.

15. Ни Л. П. Производство глинозема: справочное издание / Л. П. Ни, В. Л. Райзман, О. Б. Халяпина. Алматы: Институт металлургии и обогащения, 1998. 356 с.

16. Ни Л. П. Физико-химические свойства сырья и продуктов глиноземного производства / Л. П. Ни, О. Б. Халяпина. Алма-Ата: Наука, 1978. 251 с.

17. Ни Л. П. Физикохимия гидрощелочных способов производства глинозем / Л. П. Ни, Л. Г. Романов. Алма-Ата: Наука, 1975. 351 с.

18. Пенюгалова Н. П. Экономика предприятия: учеб.-метод. пособие / Н. П. Пенюгалова, И. В. Логинова. Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2004. 60 с.

19. Производство глинозема / А. И. Лайнер, Н. И. Еремин, Ю. А. Лайнер, И.З. Певзнер. 2-е изд., перераб. и доп. М.: Metallургия, 1978. 344 с.

20. Сабирзянов Н. А. Гидрохимические способы комплексной переработки бокситов / Н. А. Сабирзянов, С. П. Яценко. Екатеринбург: УрО РАН, 2006. 385 с.

21. Савченко А. И. Декомпозиция и повышение качества гидроксида алюминия / А. И. Савченко, К. Н. Савченко. М.: Металлургия, 1999. 156 с.
22. Сироткин С. А. Экономическая оценка инвестиционных проектов: учебник / С. А. Сироткин, Н. Р. Кельчевская. Екатеринбург: УГТУ-УПИ, 2007. 287 с.
23. Справочник металлурга по цветным металлам. Производство глинозема / под ред. А. А. Аграновского. М.: Металлургия, 1970. 318 с.
24. Толковый металлургический словарь. Основные термины / под ред. В. И. Куманина. М.: Рус. яз., 1989. 446 с.
25. Троицкий И. А. Производство глинозема из бокситов. Технологические расчеты / И. А. Троицкий. М.: Металлургия, 1972. 175 с.
26. Штрюбель Г. Минералогический словарь / Г. Штрюбель, З. Циммер. М.: Недра, 1987. 494 с.

ПРИЛОЖЕНИЕ

«Пример оценки экономической эффективности инвестиционного проекта замены периодических процессов непрерывными в отделении выщелачивания спеков глиноземного производства»*

1. Сущность нововведения

В ветви спекания глиноземного цеха на участке выщелачивания процесс извлечения гидроксида алюминия в алюминатный раствор осуществляется в диффузорах, которые последовательно соединены трубами друг с другом в замкнутую, так называемую диффузорную батарею.

В первый (хвостовой) диффузор подают воду или слабый содовый раствор, который, пройдя последовательно через всю батарею, превращается в крепкий алюминатный раствор и выходит из головного диффузора. Наиболее полно выщелоченный спек находится в хвостовом диффузоре, а свежий – в головном. Диффузор с выщелоченным спеком периодически отключают, а в другом конце батареи вместо него включают другой – со свежим спеком. За период полного оборота (цикла) каждый диффузор бывает один раз головным.

Периодичность процесса выщелачивания спека, обусловленная технологическими остановками диффузора, не позволяет автоматизировать данный процесс и требует дополнительных трудозатрат на загрузку-разгрузку каждого диффузора. Кроме этого, любой прерывно построенный технологический процесс, как правило, снижает извлечение полезного компонента в конечный продукт.

Предлагается диффузорные батареи со сложной коммуникацией заменить на вертикальный трубчатый выщелачиватель, в которых выщелачивание кускового спека осуществляется непрерывно, что дает возможность его автоматизировать.

* Цифры в примере условные.

В результате внедрения непрерывного процесса на данном участке повысится извлечение глинозема и производительность агрегатов, сократятся трудовые затраты на обслуживание процесса, снизятся эксплуатационные расходы.

Реализация предлагаемого нововведения требует определенной суммы единовременных затрат, предназначенных для замены одного оборудования на другое.

Исходные данные для расчета и изменение основных технико-экономических показателей приведены в табл. 1.

Таблица 1

Исходные данные для расчета

Показатели	Диффу- зоры	Вертикальный трубчатый выщелачива- тель
Годовой объем производства глинозема, тыс. т	100	—
Извлечение гидроксида алюминия из бокситов, %	86	89
Количество диффузоров в батарее, шт.	5	—
Коэффициент использования оборудования на участке выщелачивания спека	0,99	0,99
Расход спека на 1 т глинозема, т	6,05	—
Увеличение производительности вертикального трубчатого выщелачивателя по спеку, т/ч	—	1,0
Производственная себестоимость 1 т глинозема, тыс. ден. ед.	10,0	—
Удельная прибыль от реализации глинозема, тыс. ден. ед./т	2	2
Сумма условно-постоянных расходов в себестоимости 1 т глинозема, тыс. ден. ед.	6,1	—
Сокращение расхода пара на 1 т глинозема, Мкал	—	0,1
Стоимость 1 Мкал пара, ден. ед.	—	170
Сокращение численности рабочих, чел.	—	6
Среднегодовая заработная плата 1 рабочего, тыс. ден. ед.	—	360
Затраты на охрану труда 1 рабочего, % от зарплаты	—	—
Дополнительные капитальные затраты на реализацию проекта, млн ден. ед.	30	7
Средняя норма амортизации дополнительных капитальных затрат, %	20	—

2. Расчет дополнительного выпуска продукции

Переход на непрерывный процесс позволит увеличить выпуск глинозема. Дополнительный выпуск продукции обеспечивается, во-первых, повышением извлечения гидроксида из бокситов и, во-вторых, увеличением производительности агрегатов.

За счет повышения извлечения на 3 % (89 % – 86 %) дополнительный выпуск глинозема увеличится пропорционально этому показателю и составит

$$100 \cdot 0,03 = 3 \text{ тыс. т.}$$

Производительность трубчатого выщелачивателя по спеку возрастает на 1 т/ч. Таким образом, дополнительная производственная мощность отделения за счет этого фактора в пересчете на глинозем составит

$$\frac{1 \cdot 5 \cdot 365 \cdot 24 \cdot 0,99}{6,05} = 7167 \text{ т, или } 7,167 \text{ тыс. т.}$$

Дополнительный годовой объем производства глинозема составит

$$3,0 + 7,167 = 10,167 \text{ тыс. т.}$$

Объем производства глинозема в новом варианте:

$$100 + 10,167 = 110,167 \text{ тыс. т.}$$

3. Расчет основных технико-экономических показателей

Расчет дополнительных инвестиций. При переходе на непрерывный процесс требуются дополнительные инвестиции на приобретение, установку и монтаж нового оборудования, в частности средств автоматизации, а также демонтаж ранее эксплуатировавшихся диффузоров. Обоснование суммы инвестиций, обеспечивающих реализацию данного нововведения, произведено соответствующими службами завода и по их оценке составляет 30 млн ден. ед. Превышение амортизационных отчислений между старым и вновь установленным оборудованием в новом варианте составит

$$30 \cdot 0,2 = 6 \text{ млн ден. ед. в год.}$$

Расчет себестоимости производства глинозема в отделении выщелачивания спеков по изменяющимся статьям затрат. При переходе на новую технологию экономия эксплуатационных расходов складывается в результате:

- повышения извлечения глинозема;
- увеличения производительности вновь вводимых агрегатов;
- уменьшения расхода пара;
- сокращения численности рабочих.

Полученную общую сумму экономии необходимо скорректировать на изменение себестоимости по статье «Амортизация» в связи с заменой базового оборудования на новое, непрерывно работающее.

Экономия от повышения извлечения глинозема. Повышение извлечения гидроксида алюминия из боксита сопровождается увеличением объема производства, что приводит к снижению себестоимости в результате сокращения условно-постоянных расходов. В данном случае все расходы цеха являются условно-постоянными. Сумма годовой экономии за счет данного фактора составит

$$10 \cdot 3 = 30 \text{ млн ден. ед.}$$

Экономия от увеличения производительности агрегатов. При переходе на непрерывный процесс объем производства глинозема за счет интенсификации работы оборудования возрастает на 7,167 тыс. т, что, в свою очередь, ведет к снижению текущих затрат в результате уменьшения доли условно-постоянных расходов в себестоимости продукции. Сумма годовой экономии составит

$$6,1 \cdot 7,167 = 43,74 \text{ млн ден. ед.}$$

Экономия пара. По опытным данным установлено, что при переходе на непрерывный процесс снижается расход пара, предназначенного для поддержания оптимальной для выщелачивания спека температуры в агрегатах (95 °С). Экономия на годовой объем производства составит

$$170 \cdot 0,1 \cdot 110,167 = 1\,872,8 \text{ тыс. ден. ед., или } 1,87 \text{ млн ден. ед.}$$

Экономия в результате уменьшения численности производственных рабочих. При переходе на непрерывное производство и последующей автоматизации процесса выщелачивания спека экономия фонда оплаты труда составит

$$360 \cdot 6 = 2\,160 \text{ тыс. ден. ед., или } 2,16 \text{ млн ден. ед.}$$

$$\text{Страховые взносы: } 2,16 \cdot 0,3 = 0,65 \text{ млн ден. ед.}$$

$$\text{Затраты на охрану труда: } 2,16 \cdot 0,07 = 0,15 \text{ млн ден. ед.}$$

Общая экономия от уменьшения численности рабочих составит

$$2,16 + 0,65 + 0,15 = 2,96 \text{ млн ден. ед.}$$

Дополнительные текущие затраты за счет роста амортизационных отчислений составляют 6 млн ден. ед.

Общая экономия эксплуатационных расходов. При переходе на непрерывный процесс выщелачивания спека общая сумма экономии текущих затрат составит

$$30 + 43,74 + 1,87 + 2,96 - 6 = 72,57 \text{ млн ден. ед.}$$

Экономия текущих затрат обеспечивает прирост прибыли. Кроме этого, прибыль увеличивается за счет реализации глинозема, дополнительно полученного после внедрения нововведения. Прирост прибыли за счет реализации дополнительного объема глинозема составит

$$2 \cdot 10,167 = 20,33 \text{ млн ден. ед.}$$

Общая сумма дополнительной прибыли составит

$$72,57 + 20,33 = 92,9 \text{ млн ден. ед.}$$

4. Экономическая эффективность инвестиционного проекта

Исходные данные, содержание проекта. Реконструкция отделения выщелачивания спеков глиноземного производства. Объем производства глинозема в базовом варианте составляет 100 тыс. т в год, после реализации проекта объем возрастает до 110,167 тыс. т.

Дополнительные инвестиции и источники их финансирования. По данным завода предусмотрены инвестиции в основной капитал в сумме 30 млн ден. ед.

Источники финансирования:

- собственные – 5 млн ден. ед.;
- акционерный капитал – 10 млн ден. ед.;
- заемные – 15 млн ден. ед.

Погашение кредита при уплате 16 % годовых на втором году эксплуатации.

Дополнительная прибыль. Дополнительная прибыль рассчитана в разделе 3 приложения и составляет 92,9 млн ден. ед.

В составе дополнительной прибыли дополнительная амортизация составляет 6 млн ден. ед. (раздел 3 приложения).

График реализации проекта. Срок экономической жизни проекта (горизонт расчета) составляет 2 года. Продолжительность интервала планирования – 90 дней или 1 квартал. Горизонт расчета разбивается на 8 кварталов, служащих промежуточными точками, в которых рассчитываются экономические показатели. Анализируя данные величины следить за развитием проекта и при необходимости вносить изменения. Освоение инвестиций составляет в первом квартале 40 %, во втором – 60 %. Освоение производственной мощности, начиная с 3-го квартала – 100 %.

Налоговое окружение и ставка дисконта. Налоговые ставки установлены в соответствии с НК РФ. Ставка налога на прибыль с 29.11.2014 г. – 20 %.

Ставку доходности при расчете коэффициента дисконтирования α принимаем равной 24 %.

Расчет производим по формуле:

$$\alpha_t = (1 + E)^{t_p - t},$$

где α_t – коэффициент дисконтирования для шага t ;

E – принятая инвестором ставка дисконта, $E = 0,24$;

t_p – порядковый номер года, к которому приводятся денежные средства инвестиционного проекта (расчетный год);

t – порядковый номер года, приводимого к расчетному.

Все денежные средства приводятся к началу 1-го года, т. е. $t_p = 0$.

Для 1-го года $\alpha_t = (1 + 0,24/4)^{0-1} = 0,94$.

Коэффициенты дисконтирования по шагам расчета приведены в табл. 2.

Таблица 2

Коэффициенты дисконтирования

Коэффициенты дисконтирования	Шаги инвестиционного периода, кварталы							
	1	2	3	4	5	6	7	8
α_t	0,94	0,89	0,84	0,79	0,75	0,70	0,67	0,63

5. Расчет показателей экономической эффективности инвестиционного проекта

Порядок расчета финансовых оценочных показателей проекта представлен в соответствующих таблицах 3-5 и на финансовом профиле проекта (рис. 1).

Таблица 3

Общие инвестиции, млн ден. ед.

Категории инвестиций	Строительство		Полная производственная мощность						Итого
	Шаги инвестиционного периода, кварталы								
	1	2	3	4	5	6	7	8	
1 Основной капитал	12	18							30,0
2 Оборотный капитал									—
Общие инвестиции	12	18							30,0

Таблица 4

Источники финансирования инвестиций, млн ден. ед.

Источники финансирования	Шаги инвестиционного периода, кварталы								Итого
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Собственные средства	5	—							5
2. Акционерный капитал	10	—							10
3. Заемные средства	—	15							15
Итого	15	15							30

Данные, приведенные в таблицах, показывают, что в проекте достигается синхронность поступления и расходования денежных средств.

Таблица 5

План привлечения и погашения кредитных средств, млн ден. ед.

Показатели	Шаги инвестиционного периода, кварталы								Итого
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1. Привлечение кредита		+15							+15,0
2. Погашение кредита						-5,0	-10		-15,0
3. Финансовые издержки (% платы за кредит)			0,6	0,6	0,6	0,4			2,2

Годовая процентная ставка платы за кредит в соответствии с договором займа составляет 16 %. В квартал она составит $16 \% : 4 = 4 \%$.

Сумма финансовых издержек в 3 квартале составит $15 \cdot 0,04 = 0,6$ млн ден. ед., в 6 квартале – $10 \cdot 0,04 = 0,4$ млн ден. ед.

Таблица 6

Расчет чистых доходов (чистой прибыли), млн ден. ед.

Показатели	Шаги, кварталы					
1	2	3	4	5	6	7
1. Дополнительная прибыль	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2
2. Финансовые издержки	0,6	0,6	0,6	0,4	–	–
3. Дополнительная прибыль к налогообложению	22,6	22,6	22,6	22,8	23,2	23,2
4. Налог на дополнительную прибыль	4,5	4,5	4,5	4,6	4,6	4,6
5. Чистая прибыль	18,1	18,1	18,1	18,2	18,6	18,6
6. Дивиденды	0,5	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6
7. Нераспределенная чистая прибыль	17,6	17,6	17,6	17,7	18,0	18,0
8. То же нарастающим итогом	17,6	35,2	52,8	70,5	88,5	106,5

Дополнительная прибыль, приведенная к шагу, составит $92,9/4 = 23,2$ млн ден. ед.

Принимаем ставку по выплате дивидендов – 12 %. В квартал она составит $12 \% : 4 = 3 \%$.

Таблица 7

Расчет чистых денежных потоков, млн ден. ед.

Показатели	Строитель- ство	Полная производственная мощность						
	Шаги инвестиционного периода, кварталы							
	1	2	3	4	5	6	7	8
А. Приток денежных средств								
1. Дополнительная прибыль			23,2	23,2	23,2	23,2	23,2	23,2
2. Дополнительная амортизация			1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5
Итого приток			24,7	24,7	24,7	24,7	24,7	24,7
Б. Отток денежных средств								
1. Инвестиции	15	15						
2. Финансовые издержки			0,6	0,6	0,6	0,4		
3. Налог на прибыль			4,5	4,5	4,5	4,6	4,6	4,6
4. Дивиденды			0,5	0,5	0,5	0,5	0,6	0,6
5. Возврат кредита						5,0	10,0	
Итого отток	15	15	5,6	5,6	5,6	10,5	15,2	5,2
В. Чистый денежный поток (А – Б)	–15	–15	19,1	19,1	19,1	14,2	9,5	19,5
Г. То же нарастающим итогом	–15	–30	–10,9	8,2	27,3	41,5	51,0	70,5
Д. Коэффициент дисконтирования α (т. 1)	0,94	0,89	0,84	0,79	0,75	0,70	0,67	0,63
Е. Дисконти- рованный чистый денежный поток (А – Б) α	–14,1	–13,4	16,0	15,1	14,3	9,9	6,4	12,3
Ж. Кумулятивный дисконтированный чистый денежный поток $\sum (А-Б)\alpha$	–14,1	–27,5	–11,5	3,6	17,9	27,8	34,2	46,5

Амортизация, приведенная к шагу, составит $6/4 = 1,5$ млн ден. ед.

Анализ табл. 7 показывает, что при реализации инвестиционного проекта будет получено 70,5 млн ден. ед. чистого дохода, но с учетом фактора времени эта сумма составит 46,5 млн ден. ед.

Движение денежных средств (финансовые потоки) в реальном масштабе времени представлено в виде финансового профиля проекта на рис. 1. Финансовый профиль строим по данным строки Ж табл. 7.

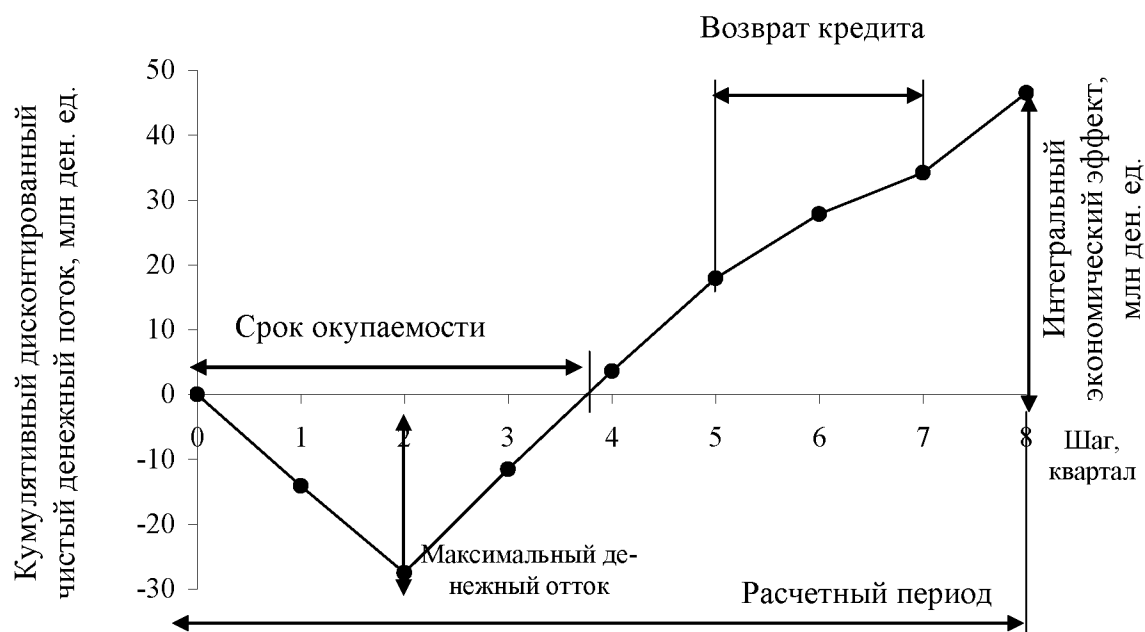


Рис. 1. – Финансовый профиль проекта

В табл. 8 представлены результаты расчета ВНД

Таблица 8

Расчет внутренней нормы доходности, млн ден. ед.

Показатели	Шаги инвестиционного периода, кварталы							
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Итого приток	–	–	24,7	24,7	24,7	24,7	24,7	24,7
Итого отток	15	15	5,6	5,6	5,6	10,5	15,2	5,2
Чистый доход	–15	–15	19,1	19,1	19,1	14,2	9,5	19,5
Норма дисконта	1,72/4	1,72/4	1,72/4	1,72/4	1,72/4	1,72/4	1,72/4	1,72/4
Коэффициент дисконтирования	0,70	0,49	0,34	0,24	0,17	0,12	0,08	0,06
Чистый дисконтированный доход	–10,5	–7,3	6,5	4,6	3,2	1,7	0,8	1,1
То же нарастающим итогом	–10,5	–17,8	–11,3	–6,7	–3,5	–1,9	–1,1	0,0

Индекс доходности инвестиций ($ИД_{инв}$) составляет

$$ИД_{инв} = 1 + \frac{46,5}{27,5} = 2,69.$$

Инвестиционный проект считается эффективным, если $ИД_{инв}$ больше единицы.

Для рассмотренного примера значение ВНД равно 172 %. Норма дисконта была принята 24 %. Проект можно считать эффективным, если значение ВНД не меньше проектного значения нормы дисконта.

В табл. 9 приведены основные технико-экономические показатели в базовом и проектном вариантах.

Таблица 9

Основные технико-экономические показатели
в базовом и проектном вариантах

Показатель	Базовый вариант	Проектный вариант
1. Годовой выпуск продукции в натуральном выражении, тыс. т	100	110,67
2. Сумма инвестиций, млн ден. ед.	—	30,00
3. Источники финансирования инвестиций, млн ден. ед., в т. ч.: собственные средства;	—	30,00
— акционерный капитал;	—	5,00
— заемные средства	—	10,00
4. Дополнительная прибыль (ΔП), млн ден. ед.	—	15,00
5. Горизонт расчета, лет	—	92,90
6. Срок окупаемости капитальных вложений, лет	—	2,00
7. Интегральный экономический эффект, млн ден. ед.	—	1,00
8. Внутренняя норма доходности, %	—	46,50
9. Максимальный денежный отток, млн ден. ед.	—	172,00
10. Индекс доходности инвестиций	—	27,50
11. Норма дисконта, %	—	2,69
	—	24,00

6. Вывод по проекту

Оценка экономической эффективности инвестиционного проекта доказала целесообразность и эффективность реконструкции отделения выщелачивания спеков. В проекте предусмотрены инвестиции в основной капитал для замены диффузоров на вертикальный трубчатый выщелачиватель. Источниками финансирования инвестиций являются собственные средства, акционерный капитал, заемные средства. Размеры финансирования инвестиций увязаны с их источниками. Данный инвестиционный проект рентабелен. Осуществлен возврат кредита и погашение инвестиций.

Учебное издание

Логинова Ирина Викторовна
Шопперт Андрей Андреевич
Рогожников Денис Александрович
Кырчиков Алексей Владимирович

**ПРОИЗВОДСТВО ГЛИНОЗЕМА И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ
РАСЧЕТЫ В ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ**

Редактор, корректор *Е. А. Березовская*
Верстка *А. В. Кырчикова*

Подписано в печать 23.12.2016 г. Формат 60X84 1/16

Бумага писчая. Ризография. Усл. печ. л. **15**

Тираж 100 экз. Заказ

Издательство УМЦ УПИ
620078, Екатеринбург, ул. Гагарина, 35а, оф.2
Отпечатано в типографии
Ризография НИЧ УрФУ
620002, Екатеринбург, ул. Мира, 19



ЛОГИНОВА ИРИНА ВИКТОРОВНА

Доктор технических наук, профессор кафедры металлургии цветных металлов ИНМиТ Уральского федерального университета



ШОППЕРТ АНДРЕЙ АНДРЕЕВИЧ

Кандидат технических наук, научный сотрудник кафедры металлургии цветных металлов ИНМиТ Уральского федерального университета



РОГОЖНИКОВ ДЕНИС АЛЕКСАНДРОВИЧ

Кандидат технических наук, доцент кафедры металлургии цветных металлов ИНМиТ Уральского федерального университета



КЫРЧИКОВ АЛЕКСЕЙ ВЛАДИМИРОВИЧ

Старший преподаватель кафедры металлургии цветных металлов ИНМиТ Уральского федерального университета